Nº 85-5F

RAPPORT DE CANMET

RAPPORTS PRÉPARÉS SOUS CONTRAT PAR LA NORANDA, RELATIFS À L'ÉTUDE PRÉLIMINAIRE DE FAISABILITÉ DU PROCÉDÉ DE LIXIVIATION BACTÉRIENNE IN SITU: UNE VUE D'ENSEMBLE

R.G.L. McCREADY et V. SANMUGASUNDERAM

Canada

87-02502/

RAPPORTS PRÉPARÉS SOUS CONTRAT PAR LA NORANDA, RELATIFS À L ÉTUDE PRÉLIMINAIRE DE FAISABILITÉ DU PROCÉDÉ DE LIXIVIATION BACTÉRIENNE IN SITU: UNE VUE D'ENSEMBLE

R.G.L. McCready et V. Sanmugasunderam

PROGRAMME DE RECHERCHE SUR LES MINÉRAUX
LABORATOIRES DES SCIENCES MINÉRALES

RAPPORT DU CANMET 85-5F

51 pp

SEPTEMBRE 1985

MICROMEDIA

©Ministre des Approvisionnements et Services Canada 1986

En vente au Canada par l'entremise des

Librairies associées
et autres libraires

ou par la poste auprès du

Centre d'édition du gouvernement du Canada
Approvisionnements et Services Canada
Ottawa (Canada) K1A 0S9

Nº de catalogue M38-13/85-5F au Canada: $4.00
ISBN 0-660-91808-0 à l'étranger: $4.80

Prix sujet à changement sans péavis

AVANT-PROPOS

Ce rapport est un résumé de l'étude préliminaire de faisabilité, réalisée par le Centre de recherches de Noranda aux termes d'un contrat conclu avec le ministère de l'Énergie, des Mines et des Ressources. Le rapport initial en quatre volumes avait été rédigé par A. Ismay, L. Rosata, et D. McKinnon du Centre de recherches de Noranda. Les lecteurs sont prévenus que les coûts et la conception d'un procédé de lixiviation bactérienne sont particuliers à un site. Les données et coûts présentés dans cet article sont spécifiques à la mine Geco de Noranda, et ne doivent pas être transposés en totalité aux autres propriétés minières. On présente cette étude comme une introduction aux divers facteurs et paramètres que l'on doit considérer pour évaluer le potentiel de la lixiviation bactérienne dans une propriété spécifique.

FOREWORD

This report is a summary of the prefeasibility study carried out by Noranda Research Centre under contract to the Department of Energy, Mines and Resources. The original four-volume report was authored by A. Ismay, L. Rosata, and D. McKinnon of the Noranda Research Centre. Readers are cautioned that the costs and design of a bacterial leaching process are site-specific. The data and costs presented herein are specific for Noranda's Geco Mine and should not be transposed in totality to other mining properties. This study is presented as a guideline to the various factors and parameters that must be considered in assessing the potential of bacterial leaching for a particular property.

TABLE DES MATIÈRES

AVANT-PROPOS iii
FOREWORD iii
LISTE D'ABRÉVIATIONS ix

INTRODUCTION 1
PHASE 1 - CHOIX DU SITE DE LA MINE 2
Descriptions des critères de sélection du site de la mine 2
Description générale du site de la mine 3
Configuration de la mine (générale) 3
Géologie 3
Eaux de mine 3
Ventilation 4
Zones potentielles de lixiviation bactérienne 4
Facteurs spécifiques au site 4
Conclusion 5
PHASE 2 - ÉTUDE PRÉLIMINAIRE DE FAISABILITÉ DES OPÉRATIONS SOUTERRAINES 9
Méthodes minières et leur applicabilité à la lixiviation in situ 9
Conception des travaux miniers préparatoires, en vue de la lixiviation in situ 10
Conclusions 11
PHASE 3 - ÉTUDE PRÉLIMINAIRE DE FAISABILITÉ DU CIRCUIT MÉTALLURGIQUE 15
Introduction 15
Description générale de la lixiviation bactérienne in situ 15
Fragmentation du minerai 15
Lixiviation 15
Extraction 15
Limitations de l'étude de cas réels 16
Extraction du cuivre 16
Établissement des conditions d'un cas fondamental, pour des étude de faisabilité 16
Tonnage produit 16
Solution lixiviante enrichie 16
Autres types d'usines de récupération 16
Organigramme des procédés 16
Conception du procédé de lixiviation 16
Composition du minerai de la mine Geco 16
Réactions de lixiviation 16
Vitesses d'extraction 18
Schéma de préparation des chantiers 18
Vitesse d'application de la solution lixiviante 20
Solution lixiviante enrichie 20
Régulation du débit de la solution 20
Perméabilité et vitesse d'irrigation 20
Bilan de l'acide 21
Bilan du fer 21
Consommation d'oxygène 21
Bilan thermique 21
Bilan hydrologique 22
Description du système de lixiviation 22
Besoins de main-d'oeuvre 24
Conception de l'usine de récupération 24
Dimensions de l'usine 24
Cémentation 24

Extraction par solvant et par voie électrolytique 24
Avantages de la cémentation par rapport aux procédés SX-EW 25
Besoins de main-d'oeuvre 25
Cémentation 25
Extraction par solvant et par voie électrolytique 29
Études de rentabilité économique 30
Estimation des coûts en capital 30
Secteur de la lixiviation 30
Estimation 30
Liste d'exclusions 30
Usine de récupération 30
Estimation 30
Liste d'exclusions 32
Coûts d'exploitation 32
Secteur de la lixiviation 32
Usine de récupération 32
Cémentation 32
Extraction par solvant et par voie électrolytique 32
Comparaison entre la cémentation et les procédés d'extraction par solvant et par voie électrolytique 34
Facteurs influant sur la technologie de la lixiviation bactérienne 34
Disponibilité de l'oxygène 35
Minéralogie 35
Précipitation du fer 35
Température de lixiviation 36
Ralentissement de la production 36
Recommandations relatives aux réductions des coûts 36
PHASE 4 - ÉVALUATION GLOBALE ET ANALYSE DE SENSIBILITÉ 37
Rentabilité économique des études de cas 37
Étude du cas fondamental 37
Étude du cas 2 38
Étude du cas 3 39
Exploitation minière classique 39
Comparaison entre le cas fondamental et l'exploitation minière classique 40
Estimations des coûts 40
Analyse de rentabilité économique 43
Réserves récupérables de cuivre 44
Conclusions 45

GLOSSAIRE 47

TABLEAUX

1. Critères de sélection du site de la mine 2
2. Résumé des évaluations des sites miniers 5
3. Sites miniers envisagés pour les essais de lixiviation bactérienne in situ 6
4. Vue d'ensemble des méthodes minières souterraines, et exigences relatives à leur application 12
5. Chaleurs des réactions envisagées pour effectuer la lixiviation bactérienne des minéraux sulfurés 18
6. Taux estimés de dissolution du cuivre et du fer, dans chaque chantier 19
7. Programme de production de cuivre 19
8. Coûts en capital du secteur de la lixiviation 31

Tableaux (suite)

9. Coûts additionnels en capital par année de mise en service des chantiers 32
10. Coûts d'exploitation - secteur de la lixiviation 33
11. Ventilation des coûts d'exploitation - secteur de la lixiviation 33
12. Coûts d'exploitation de l'usine de récupération - Cémentation 34
13. Coûts d'exploitation de l'usine de récupération - SX-EW 34
14. Comparaison des coûts en capital du procédé de cémentation et des procédés SX-EW 35
15. Comparaison des coûts d'exploitation du procédé de cémentation et des procédés SX-EW 35
16. Conditions nécessaires à l'exploitation minière classique et à la lixiviation bactérienne in situ, pour gérer une valeur NPV égale à zéro 40
17. Coûts des travaux miniers préparatoires 40
18. Coûts en capital de la lixiviation bactérienne in situ 42
19. Coûts d'exploitation de la lixiviation bactérienne in situ 42

FIGURES

1. Vue schématique des activités minières de la mine Geco, et zone du site proposé, choisie pour effectuer la lixiviation bactérienne in situ 8
2. Vue isométrique de la préparation d'un chantier d'extraction, et coupe schématique d'un chantier où on effectue un forage 14
3. Schéma fonctionnel du procédé de lixiviation in situ et de la récupération du cuivre 17
4. Réseau schématique de canalisations employé dans la lixiviation bactérienne in situ 23
5. Schéma de fonctionnement de l'usine de cémentation et organigramme de l'appareillage 25
6. Schéma de fonctionnement SX-EW et organigramme de l'appareillage 27
7. Aménagement de l'usine SX-EW 28
8. Analyse comparative de sensibilité: teneur en cuivre 44
9. Analyse comparative de sensibilité: coûts totaux d'exploitation 45
10. Analyse comparative de sensibilité: prix du cuivre 45

LISTE DES ABRÉVIATIONS

cm	- centimètre
EW	- extraction par voie électrolytique
FC	- coût fixe
g/L	- gramme par litre
g/t	- gramme par tonne
hp	- cheval-vapeur
IE	- équipement installé
IPBL	- lixiviation bactérienne in situ
kg	- kilogramme
kJ	- kilojoule
lb	- livre
$L/m^2/h$	- litre par mètre carré par heure
M	- million
mm	- millimètre
m^3	- mètre cube
m^3/h	- mètre cube par heure
mt	- tonne métrique
m/d	- mètre par jour
NPV	- valeur nette actualisée
PLS	- solution lixiviante enrichie
psi	- livre par pouce carré
RLCS	- acier au carbone garni de caoutchouc
ROI	- rendement du capital d'investissement
RQD	- indice de qualité de la roche
SX	- extraction par solvant
t	- tonne
t/d	- tonne par jour
t/m^3	- tonne par mètre cube
y	- année

INTRODUCTION

En 1982, le Centre canadien de la technologie des minéraux et de l'énergie (CANMET) a lancé un programme dont l'objectif était "la mise au point de procédés biohydrométallurgiques permettant d'extraire et de récupérer les concentrations métalliques résiduelles des minérais sulfurés, en particulier dans les parties des gîtes minéraux généralement laissées inexploitées dans le sous-sol".

Une portion de ce programme exige "que l'on effectue une analyse préliminaire de faisabilité d'un procédé biohydrométallurgique permettant d'extraire et de récupérer le cuivre d'un gîte sulfuré canadien, par lixiviation souterraine in situ, aidée par des bactéries. En conséquence, on a demandé au Centre de recherches de Noranda de soumettre une proposition officielle au ministère des Approvisionnements et Services Canada; voyez la demande de proposition 07SQ.23440-4-9071.

On a subdivisé l'étude préliminaire de faisabilité en quatre phases:

1. Choix du site de la mine;
2. étude préliminaire de faisabilité des opérations souterraines;
3. étude préliminaire de faisabilité concernant le circuit métallurgique;
4. évaluation d'ensemble et analyse de sensibilité.

Phase 1 - Choix du site de la mine
Dans cette phase, on a évalué sept mines de Noranda, pour établir celle qui se prête le mieux à cette étude.

Phase 2 - Étude préliminaire de faisabilité des opérations souterraines
Dans cette phase, on a étudié la conception des travaux miniers préparatoires que l'on doit réaliser avant d'effectuer la lixiviation. Ceux-ci comprenaient les voies d'accès permettant de préparer les chantiers, la fragmentation du minerai dans les chantiers par des forages et tirs de mine, ainsi que les excavations nécessaires pour recueillir la solution lixiviante. On a estimé pour ces travaux miniers un coût unitaire de 14,74 $ par t de minerai lixiviable.

D'après la compagnie Noranda, cette valeur s'applique à n'importe quel rythme de production. Elle repose sur l'hypothèse suivante laquelle on pourrait broyer sur place le minerai à enrichir, et suivant laquelle les revenus ainsi obtenus aideraient à compenser les coûts de l'exploitation minière.

Phase 3 - Étude préliminaire de faisabilité du circuit métallurgique
Dans la phase 2, on a conçu le circuit de lixiviation et l'usine de récupération, et évalué leur coût. Étant donné les coûts plus faibles en capital et la plus grande facilité à adapter l'usine de récupération au procédé de lixiviation in situ, surtout pendant les années initiales et finales du projet, on a décidé d'employer le procédé de cémentation comme procédé de récupération, au lieu d'employer l'extraction par solvant et par voie électrolytique. On a établi la capacité théorique dans le cas fondamental à 1 000 t de Cu par année, en partant d'une solution lixiviante pompée à la surface avec une concentration de 1 g/L de Cu.

Phase 4 - Évaluation globale et analyse de sensibilité
Dans cette phase, on a employé les coûts calculés pour les travaux miniers préparatoires et pour les circuits métallurgiques, afin d'établir le schéma des coûts du projet, dans le cas de variations:

- du prix du cuivre
- des coûts d'exploitation
- de la vitesse de lixiviation et du taux global de récupération
- de la teneur du minerai

D'après les rapports d'avancement des travaux (Milestone Reports), rédigés par la Noranda à la fin de chaque phase, on a établi un sommaire des données pertinentes, que l'on présente aux lecteurs dans ce rapport. Pour plus de détails, on peut se procurer les rapports en question en écrivant à:

Micromedia Limited
144 Front Street West
Toronto (Ontario)
M5J 2L7

PHASE 1-CHOIX DU SITE DE LA MINE

En utilisant le classement des critères énumérés au tableau I, on a choisi la mine Geco de Manitouwadge en Ontario comme étant celle des sept mines de la Noranda qui se prête le mieux à cette étude. Le poids maximum attribué à chaque facteur indique son potentiel relatif d'influence positive ou négative sur le succès de la lixiviation bactérienne in situ (IPBL). Ainsi, on a attribué un poids de rang élevé à une zone minéralisée potentielle (séparée des activités minières actuelles), comportant un corps minéralisé de fort pendage, et caractérisée par une faible teneur en métaux précieux (ne faisant pas l'objet des activités minières actuelles), par des eaux de mine plus acides et par une température ambiante plus élevée de la roche.

Tableau I - Critères de sélection du site de la mine

	Poids maximum
Description générale du site de la mine	
- Emplacement	0
- Topographie	2
- Climatologie	1
Configuration de la mine (générale)	
- Dimensions et pendage du corps minéralisé	3
- Méthodes minières utilisées	0
- Tonnage manipulé	0
- Installations et aménagements en surface	2
Géologie	
- Analyse chimique et minéralogique	3
- Structure	4
Eaux de mine	
- Volume manipulé	2
- pH	4
Ventilation	
- Volume disponible	1
Zones potentielles de lixiviation aidée par des bactéries	
- Tonnage	2
- Teneur en cuivre	3
- Teneur en zinc	2
- Teneur en métaux précieux	3
- Température du sol	1
Facteurs spécifiques au site	
- Par exemple: attitude adoptée par la direction de la mine, dommages potentiels de l'environnement, perspectives futures d'exploitation de la mine par des méthodes classiques, accès à des zones expérimentales potentielles.	1 à 4 pour chaque facteur

Ces poids reflètent les priorités de la compagnie Noranda. Toute autre compagnie faisant les mêmes calculs pourrait utiliser les mêmes critères, mais évaluer chacun d'eux de façon tout à fait différente.

Nécessairement, le procédé d'évaluation est qualitatif à cette étape. On ne pourra établir un groupe quantitatif de critères, qu'après avoir complété l'étude préliminaire de faisabilité.

DESCRIPTIONS DES CRITÈRES DE SÉLECTION DU SITE DE LA MINE

Description générale du site de la mine

On considère que dans la plupart des cas, l'emplacement de la mine, la topographie environnante et la climatologie ont peu d'effets sur le potentiel de celle-ci comme site expérimental. Toutefois, lorsqu'une mine se trouve dans un terrain montagneux et au-dessus de la nappe phréatique, le potentiel de contamination des cours d'eau et lacs des environs devient une considération importante.

La climatologie peut jouer un rôle, lorsque les zones d'expérimentation se situent sous une carrière à ciel ouvert, et par conséquent subissent l'influence de la température atmosphérique, ou lorsqu'il existe une corrélation entre le volume des précipitations et celui des eaux de mine pompées. Ces situations conduisent toutes à une évaluation négative de la mine. Le choix entre une valeur nominale de -1 et une valeur nominale de -2 (par exemple, pour la topographie) dépendait de l'importance relative de la topographie du site minier particulier dont il était question.

Configuration de la mine (générale)

On a indiqué, à des fins d'information, la méthode ou les méthodes minières employées dans la mine, ainsi que le tonnage manipulé, mais ceci n'a pas influencé l'évaluation. On a attribué un poids maximum de 3 aux dimensions et au pendage du corps minéralisé.

Un corps minéralisé vertical ou de fort pendage a obtenu une valeur nominale positive, puisqu'il se prête mieux à la lixiviation qu'un corps minéralisé faiblement incliné. On a attribué une valeur A + 1 aux installations et aménagements de surface, dans le cas d'une mine disposant d'un ample espace pour l'installation d'une usine pilote (200 m x 200 m) près du puits de mine. On a attribué une valeur A + 2, lorsque sur le site existait du matériel permettant la lixiviation (manipulation/traitement de la solution lixiviante) (par exemple, l'usine de lixiviation en bacs et de cémentation, des mines Gaspé).

Géologie

On a attribué un poids maximum de 3 à la minéralogie et à la composition chimique du produit devant être soumis à la lixiviation. La présence d'une gangue consommatrice d'acide dans les zones de minerai ou de déchets, donnait une valeur nominale négative. Moins la minéralogie d'une zone expérimentale potentielle est complexe, plus la valeur nominale de ce facteur est positive.

On a attribué un poids très élevé à la structure géologique de la zone expérimentale et à celle de la mine en général (poids maximum = 4), parce que la capacité à contenir et à régulariser une solution lixiviante dépend du nombre, de l'espacement et de la nature des fractures, diaclases et failles présentes dans la masse rocheuse. Plus la roche entourant une zone expérimentale potentielle est fracturée, plus la valeur est négative.

Si l'on a effectué la cartographie structurale, il est possible que l'on dispose de données sur le nombre de "fractures par mètre". On peut aussi utiliser l'indice de qualité de la roche (RQD). L'indice RQD est défini comme la longueur totale de tous les fragments de carotte de longueur au moins égale à deux fois le diamètre de la carotte, divisée par la longueur totale de la carotte extraite par sondage au diamant. On exprime généralement le RQD par un pourcentage.

Lorsqu'on ne dispose d'aucune information sur la structure, on doit établir une valeur d'après des observations visuelles et une évaluation de la gangue dans la mine.

Eaux de mine

Le volume traité des eaux de mine n'est un détail important que s'il existe une corrélation entre le volume quotidien pompé et les précipitations. Une telle situation peut exister, lorsque la zone

expérimentale potentielle est proche de la surface, et lorsque la masse rocheuse a une perméabilité moyenne à élevée. Dans un tel cas (par exemple, aux mines Gaspé), on a attribué une valeur négative au terrain, pour refléter le potentiel de migration de la solution lixiviante dans le réseau d'eaux souterraines.

On a considéré le pH des eaux de mine comme un facteur très important (poids maximum = 4). On a attribué une valeur nominale positive lorsque le pH était acide, celui-ci indiquant que la gangue ne consomme pas d'acide.

Ventilation

On a noté à titre d'information le volume de ventilation possible dans la zone ou les zones expérimentales potentielles. Pour l'instant, il n'a pas été possible de déterminer précisément la quantité d'air nécessaire aux réactions de lixiviation; toutefois, on pouvait prévoir qu'on n'aurait besoin d'aucune ventilation additionnelle par rapport aux conditions normales. On n'a donc pas attribué un poids important à ce facteur.

Zones potentielles de lixiviation bactérienne

Pour garantir un taux raisonnable de production de cuivre dans les zones faiblement minéralisées, il est nécessaire de disposer de quantités importantes de produit à soumettre à la lixiviation. Par conséquent, on a inscrit une valeur nominale positive lorsqu'on disposait de tonnages importants.

Les facteurs de teneur (cuivre, zinc et métaux précieux) étaient interreliés, les gîtes sulfurés du Canada étant généralement polymétalliques. Plus la teneur en cuivre était élevée, plus la valeur nominale était positive. On a attribué aux facteurs de la teneur en métaux précieux une valeur maximum de 3 (la même que pour le cuivre), la lixiviation ne permettant pas la récupération de l'or ou de l'argent. Par conséquent, plus la teneur en ces métaux est élevée, plus la valeur attribuée est négative. Le zinc est extrait par lixiviation, mais des études faites précédemment sur place ont démontré que l'extraction du zinc à partir de solutions diluées n'était pas rentable. À toutes fins pratiques, on a considéré des teneurs plus élevées en zinc comme néfastes, et pour cette raison, on leur a donné une valeur négative.

On n'a pas considéré que la température du sol avait un effet significatif sur le potentiel de lixiviation, puisque la solution pouvait être réchauffée de l'extérieur si nécessaire. En outre, certains essais récemment cités ont démontré que la lixiviation aidée par les bactéries pouvait s'effectuer à des températures plus basses. Toutefois, on a attribué des valeurs nominales positives dans le cas des mines Geco et Goldstream, dont les températures sont élevées par rapport à celles des autres mines que l'on a visitées.

Facteurs spécifiques au site

Toute mine peut présenter un ou plusieurs facteurs qui modifient substantiellement ou même surpassent l'influence combinée de tous les autres facteurs. Le poids maximum d'un facteur spécifique à un site donné dépend de son importance relative dans la mine considérée.

Le tableau 2 contient un résumé des évaluations effectuées pour chaque mine. Le tableau 3 résume les principaux avantages et inconvénients de chaque site.

Toutes les mines considérées présentaient l'avantage commun d'un accès facile aux zones expérimentales potentielles, grâce aux travaux préparatoires déjà effectués, et l'inconvénient commun de températures faibles dans la roche ambiante. La mine Geco se prêtait le mieux à des essais in situ, surtout en raison de températures élevées de la roche ambiante, de la présence d'un corps minéralisé de fort pendage, et de l'existence d'une zone expérimentale potentielle très éloignée des zones actuellement exploitées.

On a identifié deux autres sites, la mine de Mattabi et la mine de Heath Steele (suivant l'ordre de préférence), comme des possibilités à considérer, si la mine Geco ne convenait pas aux expériences.

Les facteurs spécifiques au site ont influencé les valeurs globales dans deux mines. Le Projet Remnor concernait une mine d'or dont le cuivre représentait un minerai secondaire important. Les zones expérimentales pouvant se prêter à la lixiviation des sulfures de cuivre contenaient de l'or que l'on a inclus dans les réserves de la Remnor. Les zones étant également petites, et largement dispersées à l'intérieur de la mine, il

Tableau 2 - Résumé des évaluations des sites miniers

	Mines de Gaspé	Health Steele	Remnor	Goldstream	Geco	Mattabi	Pamour Porcupine (Mine de cuivre)
Description générale du site de la mine							
- Topographie	-2	+1	+1	-2	+1	+1	+1
- Climatologie	-1	0	0	0	0	0	0
Configuration de la mine (générale)							
- Dimensions et pendage du corps minéralisé	-3	+2	+1	-2	+3	+2	+2
- Installations et aménagements de surface	+2	+1	+1	+1	+1	+1	+1
Géologie							
- Minéralogie, analyse chimique	+3	-1	+1	-1	+3	+2	-2
- Structure	-3	-1	0	0	+2	+2	-3
Eaux de mine							
- Volume manipulé	-2	+1	+1	0	-1	0	0
- pH	-4	+4	+4	-4	+4	+4	+4
Ventilation							
- Volume disponible	+1	+1	+1	+1	+1	+1	+1
Zones potentielles de lixiviation							
- Tonnage	+2	+1	+2	+2	+2	-1	+1
- Teneur en cuivre	+3	+2	+1	+3	+1	+1	+1
- Teneur en zinc	0	-1	0	-2	+1	-1	0
- Teneur en métaux précieux	0	-1	-2	0	+1	-1	-1
- Température du sol	0	-1	0	+1	+1	0	0
Sous-total	-4	+8	+10	-3	+20	+11	+5
Facteurs spécifiques au site (voyez les explications dans le texte)	0	0	-4	-4	0	0	0
Total des points	-4	+8	+6	-7	+20	+11	+5

faudrait aménager des installations de pompage compliquées, et réaliser des travaux préparatoires importants. La combinaison de ces facteurs détrimentaux justifiait une valeur nominale de -4.

Le gisement de Goldstream présentait des taux élevés de cuivre et de zinc par rapport aux zones expérimentales potentielles des six autres mines. Les perspectives de réouverture de la mine Goldstream étaient raisonnables, à condition que l'on utilise les méthodes classiques d'exploitation, quand les conditions du marché seraient devenues plus favorables. On a attribué une valeur nominale de -4 pour tenir compte de ce facteur.

CONCLUSION

Dans les mines Geco, la structure géologique régionale est représentée par une large structure synforme plongeant vers l'est. Le corps minéralisé suit un pli d'étirement dans le flanc sud de cette structure synforme. Il constitue une zone verticale, lenticulaire et continue de minéralisation, interrompue par plusieurs dykes de diabase, et décalée par la faille de Fox Creek.

À n'importe quel niveau, la longueur horizontale moyenne est d'environ 730 m, et la largeur moyenne d'environ 20 m. La base du corps minéralisé plonge

Tableau 3 - Sites miniers envisagés pour les essais de lixiviation bactérienne in situ

Mine	Avantages	Inconvénients
Site recommandé		
Geco (Total des points = +20)	- Corps minéralisé de fort pendage. - Température de la roche ambiante relativement élevée (13°). - Les matériaux se prêtant à la lixiviation (1 000 000 t à <1 % de Cu) sont isolés des zones d'exploitation minière en cours, et sont considérés comme des stériles.	- Le tonnage de matériaux se prêtant à la lixiviation est trop restreint pour une exploitation à long terme.
Autres sites		
1) Mattabi (Total des points = +11)	- Teneurs raisonnables (1-1,5 % de Cu). - Les eaux de mine sont acides (pH compris entre 3,2 et 3,4).	- Quantités limitées de produit lixiviable (375 000 t dans la mine Upper Mine) - Principalement mine de zinc, les concentrations de zinc et d'argent seraient perdues. - Les tirs de mine dans des zones riches en Cu pourraient avoir des conséquences défavorables pour les zones actuellement exploitées.
2) Heath Steele (Total des points = +8)	- Zone accessible au-dessous d'une mine à ciel ouvert, pourrait être forée à partir de la surface. - Teneurs raisonnables (1,46 % de Cu). - Les eaux de mine sont naturellement acides (pH $\leq$ 4).	- Minerai sulfuré massif polymétallique, des concentrations d'argent seraient perdues. - Faibles températures de la roche ambiante (5-8 °C). - L'abattage à l'explosif des piliers sommitaux aurait un effet défavorable sur le système de ventilation de la mine, et donnerait lieu au problème de l'entrée des eaux de ruissellement printanières dans la mine.
Sites rejetés (l'ordre est sans importance)		
Mines Gaspé (Total des points = -4)	- On pourrait peut-être utiliser le matériel existant de lixiviation en bacs.	- Tous les matériaux pouvant se prêter à la lixiviation se trouvent dans des piliers, dont le retrait risque de réduire la stabilité de la mine. La masse rocheuse est très perméable. Les eaux de mines sont basiques (pH>7).

Tableau 3 - Sites miniers envisagés pour les essais de lixiviation bactérienne in situ (suite)

Mine	Avantages	Inconvénients
Remnor (Total des points = +6)	- Les eaux de mine sont acides (pH = 3).	- De petites poches de minerai peuvent être soumises à la lixiviation. - Faibles teneurs (environ 0,5 % de Cu). - Perte de minéralisations en or (>4,5 g/t d'Au).
Goldstream (Total des points = -7)	- Température ambiante du sol raisonnablement élevée (10-15°C) par rapport aux autres mines.	- Les teneurs en cuivre sont assez élevées (environ 3,5 %) pour que l'on puisse envisager de rouvrir la mine dans un avenir proche. - Corps minéralisé assez plat (pendage = 33°) - Les eaux de mine sont basiques (pH = 7,9). - Les carbonates présents dans le minerai peuvent gêner la lixiviation.
Copper Mine (Pamour) (Total des points = +5)	- Accès existant à un certain nombre de petites zones expérimentales possibles (par exemple, gradins ou chantiers contenant du minerai fragmenté).	- Faibles teneurs en cuivre (0,47 % de Cu) et perte de concentrations d'or (1,37 g/t d'Au). Le sol est fracturé et fortement feuilleté dans la zone possible de lixiviation, et la solution lixiviante peut migrer. La présence de carbonates (consommateurs d'acide) est un inconvénient possible.

vers l'est à 35° en moyenne, en suivant le pli d'étirement en forme de S, qui se présente à l'ouest du corps minéralisé à chaque niveau.

Le corps minéralisé est constitué d'un noyau de sulfures massifs - pyrite, pyrrhotine, sphalérite, chalcopyrite, galène -, accompagnés de quantités mineures d'or. Des quantités appréciables d'argent sont présentes, associées à la chalcopyrite et à la galène. Le reste du noyau massif est constitué d'inclusions de roche encaissante. On a extrait environ 36 M de tonnes de minerai depuis le début de la production, en 1957.

La zone sélectionnée aux fins de cette étude est un secteur compris entre les niveaux de 2 450 et 3 250 pieds, qui représente une zone relativement vaste, faiblement minéralisée en sulfures de cuivre dans un schiste sériciteux, contenant peu ou pas de métaux précieux (voyez la figure 1). La zone contient $\sim 2{,}5 \times 10^6$ t de minerai à 0,5 % de Cu, et elle est compétente et faiblement perméable.

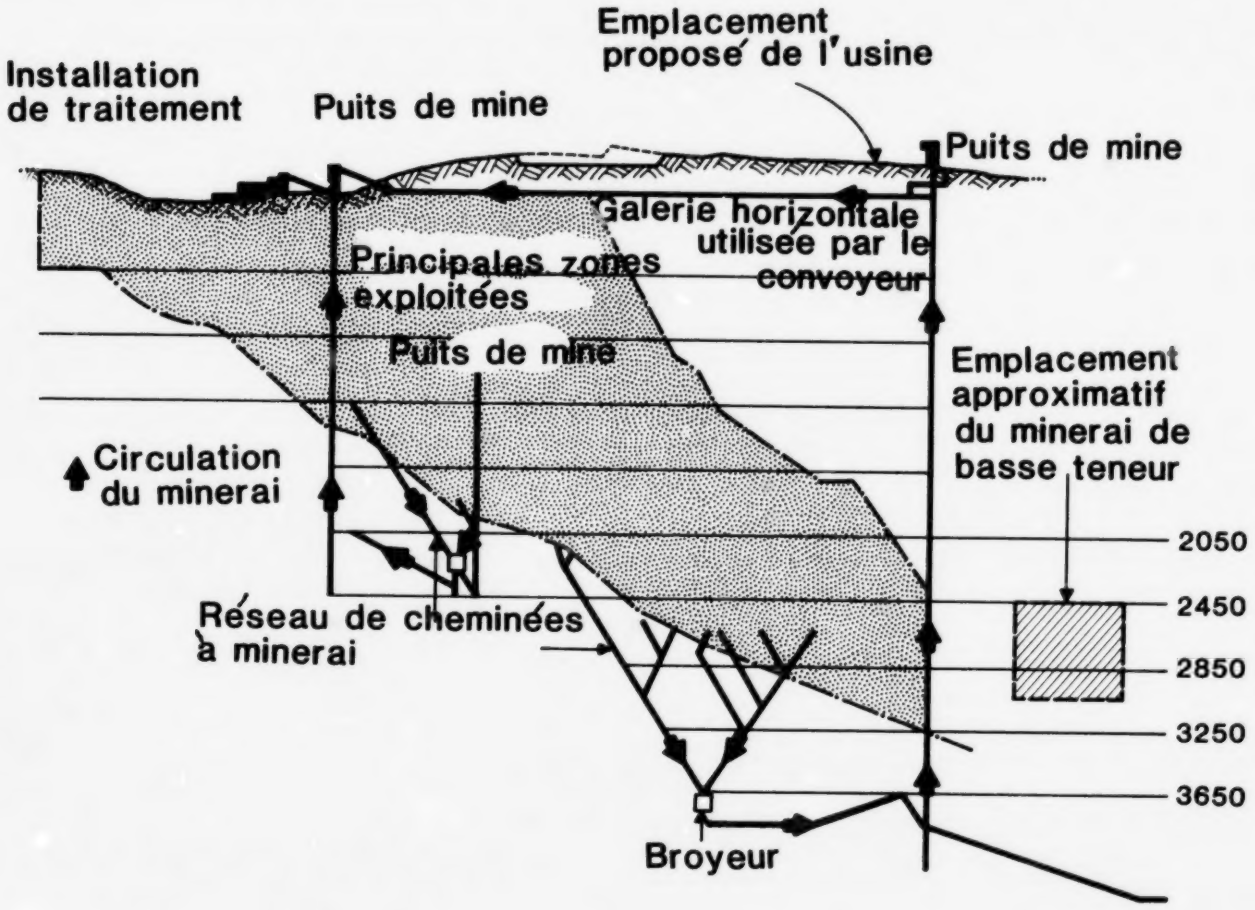

Fig. 1 - Vue schématique des activités minières de la mine Geco, et zone du site proposé, choisie pour effectuer la lixiviation bactérienne in situ (IPBL)

PHASE 2-ÉTUDE PRÉLIMINAIRE DE FAISABILITÉ DES OPÉRATIONS SOUTERRAINES

Dans les recherches, l'objectif de la phase 2 est l'estimation des coûts de préparation des chantiers où l'on effectuera la lixiviation dans la mine Geco (choisie par la Noranda dans la phase I comme étant celle qui convient le mieux à cette expérience). Il s'agissait ensuite d'utiliser ces estimations pour l'analyse de sensibilité qui sera faite dans la phase 4 de ce projet.

MÉTHODES MINIÈRES ET LEUR APPLICABILITÉ À LA LIXIVIATION IN SITU

On a résumé l'information donnée dans ce paragraphe de façon textuelle, d'après l'article "Engineering Pre-Feasibility for In-Place Bacterial Leaching of Copper" (étude préliminaire technique de faisabilité de la lixiviation bactérienne du cuivre in situ), rédigé par A. Ismay, L. Rosato et D. McKinnon, du Centre de recherches de Noranda, au 240, Boulevard Hymus à Pointe-Claire au Québec, H9R 1G5. Cet article a été présenté au 6e Colloque international sur la biohydrométallurgie à Vancouver en Colombie-Britannique, du 21 au 24 août 1985.

Le tableau 4 présente une vue d'ensemble des diverses méthodes employées dans l'exploitation minière souterraine, y compris des circonstances dans lesquelles on les a employées et de leurs coûts relatifs. Il est difficile de présenter de l'information spécifique sur chacune des méthodes d'exploitation minière, parce que dans la plupart des situations, on a dû modifier les concepts fondamentaux, et les adapter en fonction d'un corps minéralisé particulier et de ses caractéristiques. Par exemple, les intervalles entre les étages de la mine, les quantités d'explosifs à utiliser, les dimensions de la pierre, les modes de sondage et de tirs de mine et les méthodes d'extraction sont particuliers au site et dépendent de l'expertise des directeurs de la mine et de la nature du corps minéralisé.

Au début, des travaux de préparation sont nécessaires dans toutes les mines, afin :

- d'accéder aux zones minéralisées;
- d'établir des points de dépilage, afin d'extraire le minerai (sauf dans l'exploitation par chambres et piliers);
- de permettre l'expansion des matériaux durant le tir de mine (environ 25 % du volume à abattre à l'explosif);
- d'effectuer les forages et les tirs de mine.

Étant donné que la lixiviation in situ exige que la solution lixiviante s'infiltre à travers de vastes volumes de minerai fortement fragmenté, on ne peut employer les méthodes de dépilage par chambres remblayées, d'exploitation par chambres vides charpentées, et d'exploitation par chambres et piliers. Ces techniques sont basées sur l'enlèvement immédiat de quantités relativement petites de minerai. À aucun moment des opérations d'extraction, il n'existe assez de minerai dans un chantier pour justifier l'installation de l'infrastructure permettant la lixiviation bactérienne in situ. L'exploitation par chambres-magasins, - dans laquelle on doit continuellement enlever 30 à 40 % du volume présent du chantier, pour pouvoir continuer les travaux de forage et d'abattage à l'explosif - est incompatible avec de longues périodes de lixiviation.

Les méthodes de foudroyage se prêtent à la lixiviation bactérienne in situ (IPBL). En outre, on peut forer des trous à partir de la surface ou d'un niveau souterrain jusqu'au sommet d'une zone foudroyée, pour laisser s'infiltrer le lixiviant à travers le minerai fragmenté. Toutefois, étant donné que l'abattage par blocs foudroyés exige que la roche et la roche hôte soient relativement incompétentes et fracturées, et que l'exploitation en sous-étages avec foudroyage exige que la roche hôte soit incompétente, il est difficile d'employer la méthode de lixiviation bactérienne in situ (IPBL) dans de telles situations, où le produit lixiviant peut se perdre.

Par ailleurs, dans la méthode d'abattage par blocs foudroyés, il est difficile ou impossible de régu-

lariser la granulométrie du minerai fragmenté, et de ce fait, l'extraction des produits métalliques peut être faible. L'entretien des puits de forage peut s'avérer difficile, lorsque la roche environnante commence à s'effondrer. D'autres problèmes viennent du fait que l'on doit enlever 40 à 50 % du minerai en place, avant de commencer le foudroyage, lequel est une opération continue et non un travail par étapes successives. Par conséquent, on ne peut employer la méthode IPBL qu'après avoir soumis au foudroyage un gisement entier.

L'abattage par chambres-magasins avec front vertical rabattant sur galerie horizontale préalable, même s'il est habituellement plus coûteux que les méthodes de foudroyage, se prête aussi à la méthode de lixiviation IPBL, et permet de mieux maîtriser les paramètres de la lixiviation. On peut effectuer la fragmentation de façon mieux contrôlée, et concevoir la hauteur des gradins de façon à favoriser l'infiltration descendante du lixiviant et le passage d'air à travers les gradins. Un autre avantage est que l'on emploie ce mode d'abattage dans des terrains compétents, et que l'on peut ainsi éviter les pertes de solution.

La fracturation hydraulique est une méthode relativement nouvelle que l'on étudie pour augmenter la perméabilité du minerai aux fins de lixiviation in situ; elle est certainement beaucoup moins coûteuse que toutes les autres méthodes minières susmentionnées, mais on ne l'a pas envisagée dans cette étude, en raison de la faible perméabilité initiale (10-9 à 10-8 cm/s) (7) du minerai fortement consolidé de la mine Geco, et aussi parce que dans les sulfures massifs disséminés ne se produit sans doute qu'une très faible minéralisation métallique, à la surface des fractures existantes qui déterminent en fin de compte où le minerai doit se fragmenter.

La méthode de fracturation hydraulique convient mieux à la lixiviation des minerais oxydés cuprifères ou d'autres minéralisations secondaires dans lesquelles le minerai est présent sur des surfaces de fracture.

CONCEPTION DES TRAVAUX MINIERS PRÉPARATOIRES, EN VUE DE LA LIXIVIATION IN SITU

L'exploitation par chambres-magasins avec front vertical rabattant sur galerie horizontale préalable a donné 95 % du minerai extrait à la mine Geco. Les gradins primaires sont des tranches transversales de 21 m de large et 91 m de haut, situées à des intervalles de 37 et 46 m suivant la direction du gîte. On les a tous exploités, puis remblayés avec des stériles.

On a aussi choisi cette méthode d'abattage pour préparer le minerai à la lixiviation IPBL, en considérant que:

- La mine dispose du matériel et de l'expertise nécessaires.
- C'est la technique convenant le mieux au secteur choisi pour l'étude.
- Les coûts sont modérés.
- Cette méthode assure une bonne maîtrise de la granulométrie du minerai abattu à l'explosif.
- Elle permet de préparer des saignées supérieures adéquates pour le système d'arrosage avec le lixiviant.

Pour connaître le coût de préparation des gradins ou chantiers destinés à l'expérience de lixiviation IPBL à la mine Geco dans la zone des schistes séricitеux, on a conçu trois chantiers représentatifs (figure 2) entre les étages 2650 et 2850.

La conception comprenait:

- un accès aux principaux niveaux de la zone d'abattage;
- des saignées supérieures pour effectuer les travaux de forage et de tir à l'explosif, et finalement, l'installation du système d'arrosage;
- des saignées de havage au mur pour extraire le minerai que l'on doit enlever par les méthodes classiques, de façon à ouvrir une entaille qui puisse être élargie par tir à l'explosif, et qui permette de régulariser l'écoulement de la solution (ceci nécessitait l'installation de quatre cloisons et d'un puisard).

- des remontages permettant d'accéder aux sections intermédiaires des gradins ou chantiers, pour le traçage des sous-étages;

- des travaux de traçage et d'accès au niveau des sous-étages, pour effectuer les travaux de forage et de tir à l'explosif;

- les modes de forage et de tir à l'explosif, et une quantité d'explosif appropriée pour obtenir une fragmentation adéquate.

On a calculé les tonnages de minerai abattu à l'explosif et enlevé durant chacune des opérations nécessaires à la réalisation de la phase de préparation, et l'on a estimé les coûts en employant les données fournies par la Geco. Aux fins de l'étude, on a admis que l'on pouvait utiliser l'appareillage existant de la mine pour mettre en service dix nouveaux chantiers par an, tout en poursuivant les activités courantes d'exploitation minière, et que pour le puits de mine et l'usine de traitement, aucun capital n'était requis.

Pour fragmenter le minerai des chantiers jusqu'à une dimension moyenne de -15 cm, on a estimé que l'on pouvait réduire le mode de forage de 3,4 à 3,7 m tel qu'actuellement utilisé pour l'exploitation de la mine, à 1,5 x 3 m. Ainsi, la quantité d'explosif employée pour le tir était de 0,7 kg/t de minerai.

Durant les premières étapes du projet, on a observé que sur l'ensemble du tonnage prouvé (2,5 M t à 0,5 % de Cu), 25 % était conservé sous forme de piliers et de plafonds pour assurer la stabilité de la mine, et 25 % était enlevé pour permettre l'expansion de la roche durant le tir. En tenant compte de ces valeurs et de la récupération hypothétique de 55 % de cuivre en dix ans (voyez réactions de lixiviation), on constate que ce projet ne pourrait donner qu'une production de 390 t de cuivre par an, ce que l'on a jugé trop peu rentable pour justifier un investissement dans une nouvelle usine d'extraction.

Par conséquent, on a décidé d'établir arbitrairement la capacité théorique à 1 000 t de cuivre par an, et l'on a en conséquence augmenté les réserves de la zone minéralisée à 3,8 M t de minerai de teneur 0,9 % de Cu. On a respecté toutes les autres données fournies par la Geco (minéralogie, température de la roche, ventilation, géologie de la mine). Entièrement préparé pour l'exploitation, le corps minéralisé contiendrait 60 chantiers de dimensions égales, mesurant 31 m de longueur, 9 m de largeur et 61 m de profondeur, et contenant chacun 35 000 t de minerai lixiviable.

CONCLUSIONS

Les conclusions qui découlent de ce rapport sont:

- Les coûts d'exploitation qu'entraîne la préparation des chantiers à la lixiviation aidée par des bactéries, représentent 14,74 $ par tonne.

- Après la préparation des chantiers, on disposerait encore en moyenne de 31 500 t de minerai dans ces chantiers, contenant environ 0,8 % de Cu, à soumettre à la lixiviation.

- Les revenus totaux qui résulteraient du traitement du minerai préparé seraient presque de 750 000 $, en supposant que le prix de base du cuivre soit de 2,20 $/kg.

- Les trois chantiers seront prêts au traitement de lixiviation au bout de 16 mois.

- Les essais de perméabilité ont démontré que l'on pouvait s'attendre à une perte insignifiante du produit extrait par lixiviation.

On peut obtenir des détails plus poussés en consultant le rapport de la Noranda intitulé "Milestone 2" (Fiche Micromedia #MON 86-01474/4) et les Proceedings of the International Symposium on Biohydrometallurgy (Comptes rendus du colloque international sur la biohydrométallurgie, sous presse).

Tableau 4 - Vue d'ensemble des méthodes d'exploitation minières souterraines et exigences relatives à leur application

Type	Méthode	Caractéristiques requises du minerai et des stériles	Coûts relatifs	Commentaires
FOUDROYAGE	Foudroyage en blocs	- Faiblesse structurale inhérente, et faible résistance à la compression, à la traction et au cisaillement du minerai et des stériles. - Zone minéralisée massive, de fort pendage. - Contact bien défini, teneur uniforme.	Bas	- Les saignées de havage au mur sont effectuées par forage et abattage à l'explosif, et le matériau commence à s'effondrer dans l'espace vide. On poursuit ce travail, à mesure que les matériaux sont enlevés du chantier. - 100 % de récupération. - Roche stérile au-dessus et à côté; s'effondre aussi dans le chantier.
	Exploitation en sous-étages avec foudroyage	- Minerai de résistance moyenne à faible, contenu dans des stériles de faible résistance mécanique. - Pendage de 60° à 90°. - Teneur uniforme et bons contacts.	Faibles à moyens	- On doit creuser des sous-étages tous les 9 à 12 m, pour le forage et l'abattage à l'explosif du minerai. - À mesure que le minerai abattu à l'explosif est enlevé et foudroyé, la roche stérile s'effondre.
GRADINS NATURELLEMENT SOUTENUS	Exploitation par chambres et piliers	- Corps minéralisé subhorizontal (avec pendage atteignant 30°). - Résistance mécanique moyenne. - Épaisseur et teneur relativement uniformes.	Moyens	- On laisse les piliers à intervalles réguliers ou irréguliers pour soutenir la roche environnante. - Les piliers assurent une récupération de seulement 35 à 90 %. - Exploitation sélective (suit les contacts avec le minerai). - Exploitation exigeant des travaux minimaux d'accès et de traçage.
	Exploitation par chambres-magasins avec front vertical rabattant sur galerie horizontale préalable.	- Corps minéralisé vertical ou de fort pendage. - Minerai et roche stérile compétents. - Contacts réguliers.	Moyens	- On laisse les piliers entre les gradins ou chantiers. - L'exploitation exige des travaux importants d'accès et de traçage sous forme de sous-étages établis tous les 30 m environ, pour les forages et tirs de mine. - De vastes gradins sont creusés à l'explosif en succession, une fois que l'on a pratiqué une entaille représentant 25 % du volume du gradin. - De faibles coûts de production et le fait que les travaux d'accès et de traçage sont faits dans la zone minéralisée compensent les coûts élevés encourus pour ces travaux préparatoires. - On utilise parfois un remblai.

Tableau 4 - Vue d'ensemble des méthodes d'exploitation minières souterraines et exigences relatives à leur application (suite)

Type	Méthode	Caractéristiques requises du minerai et des stériles	Coûts relatifs	Commentaires
	Rabattement suivant un cratère vertical	- Semblable à l'exploitation par chambres-magasins avec front vertical rabattant sur galerie horizontale préalable.	Faibles à moyens	- Élimine le besoin de travaux d'accès et de traçage des sous-étages; on emploie des appareils de forage de grand diamètre (165 mm). - On emploie des charges explosives sphériques.
GRADINS ARTIFICIELLEMENT SOUTENUS	Exploitation par chambres-magasins	- Corps minéralisé de fort pendage, avec contacts réguliers. - Le minerai ne se laisse pas facilement oxyder. - Minerai et roche stérile relativement compétents.	Moyens	- On effectue tout d'abord un sous-havage du gradin, puis on effectue les forages et tirs verticalement, vers le haut. - On emploie le minerai abattu à l'explosif comme plate-forme d'exploitation; on ne peut donc enlever qu'une quantité limitée de minerai. - Méthode sélective et souvent employée pour exploiter les filons. - Gradins remblayés. - Productivité limitée.
	Exploitation par chambres remblayées	- Minerai relativement solide, de fort pendage.	Moyens à élevés	- Le minerai n'est pas immobilisé dans le chantier comme dans la méthode d'exploitation par chambres-magasins, parce que ce chantier est comblé au fur et à mesure de son exploitation, et que le remblai sert de plancher. - Doit laisser une cheminée à minerai dans le remblai. - Méthode sélective. - La base du gradin doit être havée, comme dans la méthode des chambres-magasins.
	Exploitation par chambres vides charpentées	- Minerai irrégulier, incompétent, de forte teneur.	Élevés	- D'importance limitée. - Les piliers de soutènement en bois sont récupérés au fur et à mesure de l'exploitation du minerai. - Bon taux d'extraction.

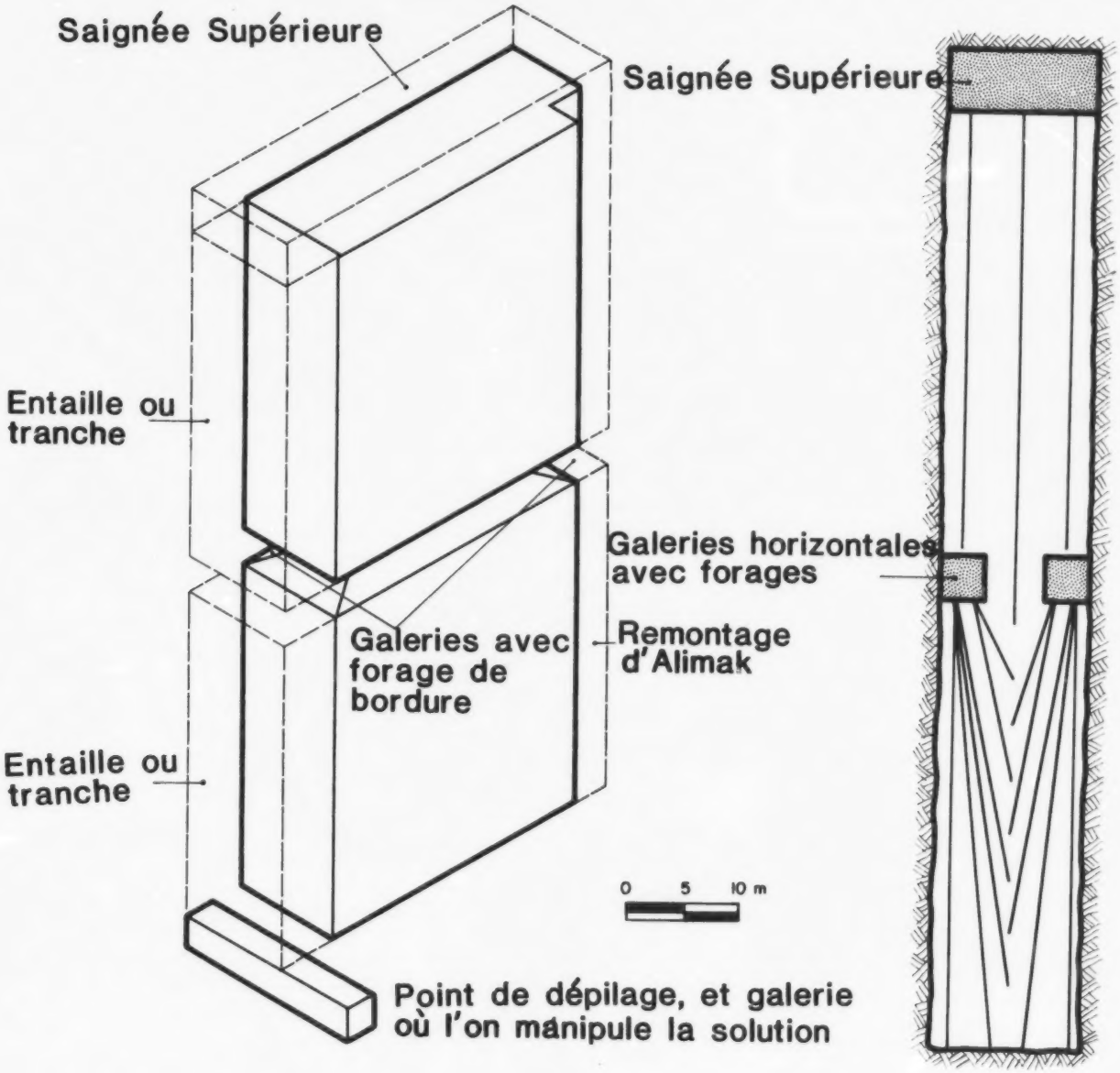

Fig. 2 - Vue isométrique de la préparation d'un chantier d'extraction, et coupe schématique d'un chantier où l'on effectue un forage

PHASE 3- ÉTUDE PRÉLIMINAIRE DE FAISABILITÉ DU CIRCUIT MÉTALLURGIQUE

INTRODUCTION

Dans cette phase, on présente la conception et l'estimation des coûts du circuit métallurgique requis pour la production de 1 000 t/an de cuivre, au moyen de la lixiviation bactérienne in situ d'une zone sulfurée de faible teneur (0,9 % de Cu), à 1 000 m au-dessous de la surface; pour ce travail, on utiliserait quelques-uns des services d'une mine actuellement en exploitation.

En admettant un taux de récupération de 55 % sur dix ans, ce projet ne permettrait d'obtenir que 390 t de cuivre par an. On a considéré cette valeur comme peu rentable du point de vue de l'investissement dans une nouvelle installation d'extraction, et pour compléter l'étude de faisabilité, on a décidé de supposer que le corps minéralisé contenait assez de cuivre pour produire 1 000 t/an. On a respecté toutes les autres données fournies par la Geco (minéralogie, température de la roche, ventilation et géométrie de la mine).

On a conçu des schémas de fonctionnement pour deux systèmes d'extraction: cémentation et extraction par solvant - extraction par voie électrolytique (SX-EW).

On a estimé le bilan des matériaux et le bilan thermique, d'après la minéralogie du minerai de la mine Geco et d'après les caractéristiques des processus d'extraction. On ne disposait pas de données expérimentales sur ce projet, et ce minerai n'avait fait l'objet d'aucun essai métallurgique. On a décidé des critères théoriques pour l'étude préliminaire de faisabilité, d'après l'information publiée relative:

- à la lixiviation bactérienne, et aux travaux effectués in situ par d'autres chercheurs en laboratoire ou en usine pilote;
- à l'expérience pratique acquise dans des systèmes connexes.

DESCRIPTION GÉNÉRALE DE LA LIXIVIATION BACTÉRIENNE IN SITU

Fragmentation du minerai

On a subdivisé le corps minéralisé en sections mesurant approximativement 40 m de long, 15 m de large et 70 m de profondeur. On a préparé un chantier d'extraction ou gradin constitué de produit fragmenté à l'intérieur de chacune de ces sections; les dimensions de ces dernières étaient 31 m de long, 9 m de large et 61 m de profondeur. Essentiellement, il s'agissait d'ouvrir des accès à partir du puits de mine existant, jusqu'aux étages supérieurs et inférieurs des futurs gradins, en enlevant des tranches de minerai des parois latérales du chantier d'extraction, de sorte que la roche restante puisse être élargie par tir à l'explosif, et en forant et abattant le minerai à l'explosif pour le fragmenter jusqu'à une granulométrie moyenne maximale de 15 cm.

Lixiviation

On a fait passer la solution lixiviante, contenant du sulfate de fer acidifié et des bactéries (solution fraîche au départ de l'usine), du niveau de la surface jusqu'à l'étage le plus haut du chantier, puis on l'a fait circuler par des conduites jusqu'à des dispositifs d'arrosage placés sur le tas de minerai fragmenté des chantiers. On a pulvérisé la solution sur le tas de minerai, et on l'a laissé s'infiltrer à travers ce minerai; on a ainsi pu assurer la lixiviation du cuivre et la sortie de la solution à la base du chantier, où elle s'est concentrée dans des puisards; il s'agissait ensuite de la ramener à la surface, ou de la faire recirculer dans d'autres chantiers.

Extraction

On a pompé jusqu'à la surface la solution lixiviante enrichie, puis on l'a traitée dans l'usine d'extraction pour obtenir un produit cuprifère commercialisable. On a ajusté l'acidité et la teneur en fer de la solution fraîche, que l'on a envoyée dans le sous-sol pour effectuer la lixiviation.

LIMITATIONS DE L'ÉTUDE DE CAS RÉELS

Étant donné que l'on a enlevé par des méthodes d'exploitation classiques environ 25 % du gisement, contenant $2,5 \times 10^6$ t de minerai de cuivre à 0,5 %, pour faciliter son augmentation de volume durant le tir à l'explosif, et que l'on a laissé en place environ 25 % du gisement dans les piliers et plafonds entre les chantiers pour conserver la stabilité de la mine, la quantité totale de cuivre pouvant être extraite par lixiviation n'était que de 7 031 t.

Extraction du cuivre

On n'a effectué aucune expérience avec la Geco dans le cadre de cette étude, et il n'existe aucune application commerciale de la lixiviation bactérienne in situ. On a par conséquent supposé un taux maximum d'extraction du cuivre de 55 % sur une période de dix ans, d'après les résultats publiés d'études en laboratoire et en usine pilote, relatives aux minerais de chalcopyrite.

ÉTABLISSEMENT DES CONDITIONS D'UN CAS FONDAMENTAL, POUR DES ÉTUDES DE FAISABILITÉ

Tonnage produit

Pour compléter l'étude préliminaire de faisabilité, on a choisi un cas fondamental hypothétique, caractérisé par une production de 1 000 t de cuivre par an. On a aussi supposé que les réserves de minerai nécessaires pour obtenir ce tonnage existaient dans le même corps minéralisé de la Geco, à condition d'augmenter les réserves jusqu'à $3,8 \times 10^6$ t, et la teneur jusqu'à 0,9 % de Cu. On a donc pu calculer les frais de préparation de la mine d'après des données réelles, et utiliser la minéralogie de ce corps minéralisé pour étudier la chimie et les bilans thermiques du processus de lixiviation.

Pour la production, le tonnage choisi ne représentait qu'un compromis. Il était encore faible pour les installations d'extraction par solvant et par voie électrolytique (SX-EW), mais seulement trois fois plus élevé que les tonnages probables de minerai de faible teneur présents dans la mine Geco.

Solution lixiviante enrichie

D'après l'information disponible venant d'études sur la lixiviation bactérienne, et des opérations de lixiviation des terrils, on a établi à 1 g/L la concentration de cuivre dans la solution lixiviante enrichie pompée à la surface.

Autres types d'usines d'extraction

On a envisagé à la fois les procédés de cémentation et d'extraction par solvant et par voie électrolytique, la production annuelle de 1 000 t étant plus faible que celle des installations commerciales d'extraction par solvant et par voie électrolytique. L'usine de récupération du cuivre fonctionnait en mode interactif avec le processus de lixiviation en produisant ou en consommant de l'acide et en produisant du fer; on a donc étudié chaque solution conjointement à l'exploitation souterraine et à la méthode possible de traitement de la solution et de retenue des résidus.

Schéma fonctionnel du procédé

La figure 3 présente le schéma fonctionnel général envisagé dans cette étude pour soumettre à la lixiviation bactérienne in situ le minerai de chalcopyrite pauvre, puis récupérer le cuivre à partir de la liqueur de lixiviation, par cémentation ou par extraction par solvant et par voie électrolytique.

CONCEPTION DU PROCÉDÉ DE LIXIVIATION

Composition du minerai de la mine Geco

On a pu connaître la composition minéralogique et chimique de la roche. Celle-ci constituait une zone de sulfures disséminés composés de chalcopyrite, de pyrrhotine et de pyrite dans une roche hôte quartzique.

Aux fins de cette étude, on a admis que tous les chantiers ou gradins présentaient la même composition chimique et minéralogique.

Réactions de lixiviation

Le tableau 5 montre les principales réactions, qui selon nous surviennent en présence d'acide

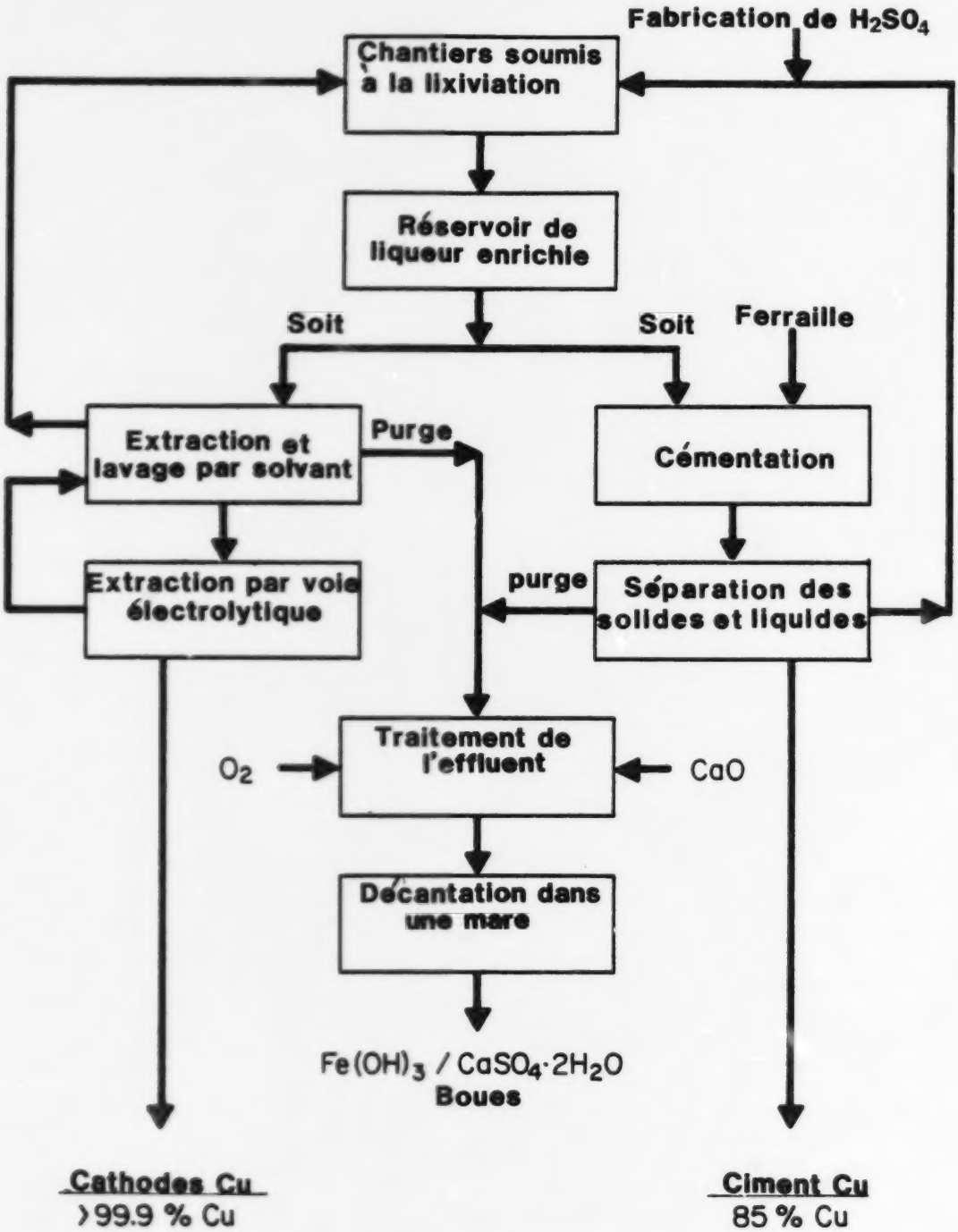

Fig. 3 - Schéma fonctionnel du procédé de lixiviation in situ et de la récupération du cuivre

Tableau 5 - Chaleurs des réactions envisagées pour effectuer la lixiviation bactérienne des minéraux sulfurés

Réaction bact.			Chaleur de réaction kJ
$FeS_2 + 3.5\ O_2 + H_2O$	→ $FeSO_4 + H_2SO_4$	(1)	-1 443,19
$FeS_2 + Fe_2(SO_4)_3$	→ $3FeSO_4 + 2S°$	(2)	+8,039
$FeS + 2\ O_2$	→ $FeSO_4$	(3)	-903,93
$4FeSO_4 + O_2 + 2H_2O$	→ $2Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2O$	(4)	-413,66
$CuFeS_2 + 2Fe_2(SO_4)_3$	→ $CuSO_4 + 5FeSO_4 + 2S°$	(5)	+5,82
$2CuFeS_2 + 8.5O_2 + H_2SO_4$	→ $2CuSO_4 + Fe_2(SO_4)_3 + H_2O$	(6)	-3 511,05
$2\ S° + 3\ O_2 + 2H_2O$	→ $2\ H_2SO_4$	(7)	-1 244,32
$3\ Fe_2(SO_4)_3 + 10\ H_2O$	→ $2\ Fe_3(SO_4)_2(OH)_5 + 5H_2SO_4$	(8)	+333,69
$CaCO_3 + H_2SO_4 + H_2O$	→ $CaSO_4 \cdot 2H_2O + CO_2$	(9)	-14,40

durant la lixiviation bactérienne de roches de faible teneur contenant des inclusions distinctes de chalcopyrite, de pyrrhotine et de pyrite; et donne en même temps les chaleurs de réaction estimées*.

On a employé ces réactions pour calculer les bilans de l'acide et du fer, pour estimer la consommation d'oxygène (et déterminer si l'injection d'air est nécessaire), et pour calculer la température de la solution à l'intérieur des chantiers ou gradins.

Vitesses d'extraction

Comme l'on ne disposait pas de données métallurgiques relatives à ce minerai, toutes les valeurs du taux d'extraction que l'on cite sont hypothétiques et basées sur l'examen de l'information publiée à propos de la lixiviation bactérienne de terrils, et sur les résultats d'expériences faites dans des laboratoires expérimentaux, ainsi que sur les résultats d'essais en colonne de grande taille.

Dans le cas de l'étude du cas fondamental, on a supposé que la chalcopyrite était lixiviée au taux de 0,015 % par jour, jusqu'à une récupération maximum de 55 % de cuivre sur une durée de dix ans. La pyrrhotine est beaucoup plus facilement lixiviée que la chalcopyrite, et l'on a supposé qu'elle serait dissoute à 100 % en dix ans. On a admis que l'oxydation de la pyrite était la même que celle de la chalcopyrite, avec un taux d'extraction de 55 % sur dix ans.

On a estimé le taux annuel d'extraction du cuivre et du fer pour un chantier ou gradin donné, d'après des profils typiques du taux de lixiviation. On présente les résultats au tableau 6.

Schéma de préparation des chantiers

On a supposé que:

- la production totale de cuivre serait de 10 000 t;
- la production annuelle visée serait de 1 000 t par an;
- chaque chantier ou gradin serait soumis à la lixiviation pendant dix ans.

Au taux d'extraction de 0,9 % de Cu et 55 % de cuivre, la quantité minimum de minerai requise était de $3,8 \times 10^6$ t. On a estimé le nombre total exigé de chantiers à 57. Pour faciliter les calculs, on a toutefois supposé que 60 chantiers feraient l'objet d'une préparation.

*Aux fins de cette étude, on a supposé que tous les minéraux sulfurés qui réagissent sont complètement oxydés en sulfate ferrique, en sulfate de cuivre et en acide sulfurique.

On a évalué plusieurs programmes de préparation des 60 chantiers. Pour atteindre l'objectif annuel de production de cuivre, soit 1 000 t, dans les délais les plus courts et ne pas réduire la capacité d'extraction de minerai du puits n° 4 de la Geco, on a décidé d'adopter le schéma du tableau 7. Avec ce procédé, le projet donnerait environ 1 000 t/an de cuivre pendant la première année d'exploitation, et exigerait qu'environ 215 tonnes/jour de minerai traitable soient extraites, ce qui représente environ 10 % de la capacité d'extraction à la mine Geco. Étant donné que l'on observe des variations normales de ce paramètre de 20 %, le schéma sélectionné est com-

Tableau 6 - Taux estimés de dissolution du cuivre et du fer dans chaque chantier*

Année	Cuivre (Chalcopyrite)		Fer (Chalcopyrite)**		Fer (Pyrrhotine)***		Fer (Pyrite)****		Fer total	
	Annuels tm	Cumulatifs tm	Annuels tm	Cumulatifs tm	Annuels tm	Cumulatifs tm	Annuels tm	Cumulatifs tm	Annuels tm	Cumulatifs tm
1	31,8	31,8	27,9	27,9	116,9	116,9	24,6	24,6	169,4	169,4
2	28,7	60,5	25,2	53,1	105,2	222,1	22,1	46,7	152,5	321,9
3	25,5	86,0	22,4	75,5	93,5	315,6	19,6	66,3	135,5	457,4
4	22,3	108,3	19,6	95,1	81,8	397,4	17,2	83,5	118,6	576,0
5	19,1	127,4	16,8	111,9	70,1	467,5	14,7	98,2	101,6	677,6
6	16,0	143,4	14,1	126,0	58,4	525,9	12,3	110,5	84,8	762,4
7	12,7	156,1	11,2	137,2	46,7	572,6	9,8	120,3	67,7	830,1
8	9,5	165,6	8,4	145,6	35,1	607,7	7,4	127,7	50,9	881,0
9	6,4	172,0	5,6	151,2	23,4	631,1	4,9	132,6	33,9	914,3
10	3,1	175,0	2,7	153,9	11,7	642,8	2,4	135,0	16,8	931,1

*35 356 tm de roche par chantier, à 0,9 % de Cu, 3,3 % de Fe
**Dissolution totale de la chalcopyrite : 55 %
***Dissolution totale de la pyrrhotine : 100 %
****Dissolution totale de la pyrite : 55 %

Tableau 7 - Programme de production du cuivre
(Préparation de 10 chantiers/an)
tonnes/an

Chantiers an	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
10	318	287	255	223	191	160	127	95	64	32								
20		318	287	255	223	191	160	127	95	64	32							
30			318	287	255	223	191	160	127	95	64	32						
40				318	287	255	223	191	160	127	95	64	32					
45					---	159	144	128	111	96	80	64	48	32	16			
50							159	144	128	111	96	80	64	48	32	16		
55								159	144	128	111	96	80	64	48	32	16	
60									159	144	128	111	96	80	64	48	32	16
Production totale de Cu tm/an	318	605	860	1 083	956	988	1 004	1 004	988	796	605	446	319	224	160	96	48	16
Nombre de chantiers exploités actuellement	10	20	30	40	40	45	50	55	60	60	50	40	30	20	20	15	10	5

patible avec les activités actuelles d'exploitation de la mine.

Vitesse d'application de la solution lixiviante

On a adopté une vitesse d'application de 10,2 $L/m^2/h$ aux fins de cette étude. Cette valeur est typique des systèmes d'arrosage employés pour effectuer la lixiviation des terrils.

On a adopté cette faible vitesse d'application pour obtenir les plus hautes concentrations de cuivre dans la solution lixiviante enrichie (PLS), et ainsi compenser les faibles vitesses de réaction, et pour garder autant d'espaces vides que possible, de façon à ce que l'aération soit suffisante.

Des vitesses d'application plus faibles ont aussi pour résultat des coûts de pompage plus bas. Suivant la concentration de la solution lixiviante enrichie (PLS), on transporte cette solution dans d'autres chantiers, ou bien on la pompe jusqu'à la surface pour en extraire le cuivre.

Solution lixiviante enrichie

On a supposé que la composition moyenne de la solution lixiviante enrichie (PLS) est de 1 g/L de Cu, de sorte que le volume théorique de solution apporté à l'usine de récupération est de 114 m^3/h, si l'on se base sur une production annuelle de cuivre de 1 000 t.

Le volume de la solution lixiviante enrichie (PLS) détermine la capacité théorique de l'usine de récupération du cuivre.

Régulation du débit de la solution

Comme de nouveaux chantiers devraient être ouverts à la lixiviation pendant chacune des premières années du projet (10 chantiers/an durant les quatre premières années), et cela jusqu'à la fin du projet, et comme on a supposé que la vitesse d'application de la solution resterait constante durant la durée du projet, il y aura des volumes variables de solution lixiviante enrichie (PLS) à pomper en surface, et l'on devra faire recirculer la solution PLS provenant de certains chantiers à travers d'autres, durant les années intermédiaires du projet.

Le premier facteur, les volumes variables de solution lixiviante enrichie (PLS), influe sur la sélection de l'usine de récupération. À cet égard, on a estimé que l'usine de cémentation offrait la meilleure solution, parce qu'on pouvait la concevoir en fonction d'un débit maximal. Des volumes plus faibles auraient seulement pour conséquence des temps de séjour inutilement longs, tandis qu'en employant l'extraction par solvant, on devrait mélanger la solution lixiviante enrichie durant la première et la dernière années d'exploitation avec une solution fraîche, pour conserver un débit aqueux proche du volume théorique; il en résulterait un certain degré de dilution égal à celui obtenu avec de plus grandes vitesses d'application durant la lixiviation.

On a déterminé le second facteur en postulant qu'un groupe de dix chantiers subissaient la lixiviation à la même vitesse (en se comportant comme un bloc), et en construisant des puisards pour solutions lixiviantes enrichies (PLS) en un point de collecte des solutions provenant des dix chantiers; ainsi, au cas où la concentration en cuivre de la solution lixiviante enrichie serait faible, on pourrait acheminer celle-ci par pompage, du puisard jusqu'à un autre groupe de dix chantiers. On a donc équipé chaque groupe de dix chantiers d'un puisard et de deux pompes (dont une pompe de secours).

Perméabilité et vitesse d'irrigation

On a supposé que les espaces vides ou volumes poreux à l'intérieur de chaque chantier étaient équivalents à l'expansion de la roche durant son abattage à l'explosif, soit à 25 %. Un chantier entièrement saturé retiendrait donc 4 120 m^3 de lixiviant.

À la vitesse d'application de 10,2 $L/m^2/h$, l'écoulement vertical est de 0,25 m/jour, et dans de bonnes conditions de ventilation, le volume poreux contiendrait suffisamment d'oxygène pour assurer la continuité des réactions postulées au tableau 5.

Dans de nombreuses opérations de lixiviation des terrils, on doit interrompre le débit de la solution pendant un certain nombre d'intervalles de temps, pour permettre au minerai de "reposer". Pendant ces intervalles de temps, de l'air revient dans les espaces interstitiels, et l'on observe

de plus forts taux d'extraction lorsqu'on introduit de nouveau les solutions.

Étant donné que dans ce cas, la population de bactéries joue un rôle important de régulation de la vitesse de lixiviation désirée, on a estimé que les périodes de repos pouvaient avoir un effet contraire, et l'on a donc décidé d'introduire de façon continue la solution. De ce fait, la vitesse d'irrigation avait la même valeur que la vitesse d'application.

On a aussi postulé que, le débit de la solution lixiviante restant constant, il n'y aurait pas de diminution de la perméabilité du chantier pendant qu'il serait soumis au traitement de lixiviation.

Bilan de l'acide

On a calculé les bilans de l'acide à la fois pour le procédé d'extraction par solvant et par voie électrolytique (SX-EW), et pour le procédé de cémentation, en se basant sur les réactions et sur l'hypothèse selon laquelle tout le fer dissous était oxydé en fer ferrique, et le soufre produit par les réactions oxydé en acide sulfurique.

On a aussi supposé que l'ensemble du système lixiviant avait un effet tampon spontané entre pH 2 et pH 2,8 et par conséquent, créait un milieu stable favorable à l'activité bactérienne, ainsi qu'à l'oxydation de la chalcopyrite et du fer ferreux. Pour créer de telles conditions, il était nécessaire de postuler que le minerai contenait une gangue consommatrice d'acide.

D'après la chimie du système, l'acide sulfurique est consommé par:

- la dissolution de la chalcopyrite;
- l'oxydation du fer ferreux en fer ferrique;
- la dissolution de la gangue consommatrice d'acide:

et produit par:

- l'oxydation du soufre en sulfates;
- la précipitation du fer ferrique sous forme de sulfate de fer basique.

Dans la méthode d'extraction par solvant et par voie électrolytique (SX-EW), l'acide est aussi produit par l'extraction du cuivre et son passage dans la phase organique.

Bilan du fer

Dans les limites de pH comprises entre 2 et 2,8, créées par le système lixiviant à effet tampon spontané, la concentration maximum totale de fer ferrique était ~3-4 g/L. On a supposé que tout le fer était oxydé à l'état ferrique, de sorte que la concentration totale de fer dans la solution enrichie était aussi ~3-4 g/L.

On a aussi supposé que, dans des conditions de régime permanent, la précipitation nette de fer était équivalente à la quantité de fer libérée par la dissolution des sulfures, plus la quantité de fer introduite par la cémentation, à condition que l'on emploie la méthode de précipitation du cuivre en présence de fer.

Consommation d'oxygène

On a estimé à 89 551 tm la quantité totale d'oxygène nécessaire pour oxyder 55 % de la chalcopyrite contenue, 100 % de la pyrrhotine contenue, et 55 % de la pyrite contenue dans les 60 chantiers en sulfate de cuivre, acide sulfurique et sulfate de fer. Il est nécessaire d'utiliser une quantité supplémentaire de 3 544 tm de O_2, pour oxyder le fer introduit par la méthode de cémentation employée pour récupérer le cuivre.

On a supposé que dans les chantiers, qui contiennent 25 % d'espaces vides, la circulation d'air était libre et qu'aucun système d'injection d'air n'était indispensable pour renforcer le système de ventilation normale de la mine.

Bilan thermique

La quantité nette moyenne de production de chaleur, telle que calculée d'après les chaleurs de réaction normales (voyez le tableau 5), était de 11,7 kJ, si l'on admet que tout le fer a été oxydé et est passé à l'état ferrique. La source la plus importante de génération de chaleur était l'oxydation de la pyrrhotine, qui contribuait à plus

de 58 % à la chaleur totale, tandis que les pertes thermiques essentielles venaient de:

- la présence de minerai fragmenté dans le chantier;
- la présence de la solution lixiviante enrichie, que l'on a pompée à la surface;
- la circulation de l'air à travers les espaces vides du minerai fragmenté; l'air entre ensuite dans le réseau principal de ventilation de la mine.

Dans les deux méthodes de récupération du minerai, on a estimé que les pertes de chaleur résultant du transport de la solution fraîche dans les dispositifs d'arrosage, et de l'acheminement de la solution enrichie des puisards souterrains jusqu'à l'usine de récupération (les solutions étant principalement acheminées par des conduites de 2 000 m dans le puits numéro 4), ont causé une chute de température de 5 à 7°C. À la mine Geco, la température initiale de la roche était de 15°C.

Le bilan thermique calculé pour les deux méthodes de récupération a indiqué qu'il y avait dans chaque chantier des variations de température comprises entre 15 et 45°C, et que la température moyenne de la solution lixiviante quittant les chantiers traités pouvait se situer entre 27 et 29°C. La température de la solution lixiviante enrichie (PLS) pénétrant dans l'usine de récupération était en moyenne de 22°C.

Ces calculs ont indiqué que le système de lixiviation bactérienne et l'usine de récupération pouvaient fonctionner sans qu'il y ait apport extérieur de chaleur à la solution.

Bilan hydrologique

On a supposé qu'il n'y avait pas de pertes de solution dans le réseau de lixiviation souterrain, et qu'il n'y avait de purge de liquide qu'à travers le cuivre de cémentation (15-20 % d'humidité), et dans ce cas, on devra ajouter une quantité équivalente d'eau durant l'étape d'acidification.

À partir de la douzième année, on devra diminuer le volume de solution fraîche recyclée pour effectuer la lixiviation, de façon à maintenir une vitesse d'introduction de la solution égale à 10,2 $L/m^2/h$, et l'on devra neutraliser cette solution en présence de chaux, pour précipiter le fer et le gypse.

Description du système de lixiviation

On a acheminé la solution fraîche dans un tuyau en acier non allié, à garniture de caoutchouc (RLCS), de l'usine de récupération en passant par le puits numéro 4, au niveau 2 650, où cette solution est entrée dans un tuyau de 10 cm de diamètre disposé dans la galerie qui sert d'accès au secteur des travaux préparatoires du corps minéralisé. On a acheminé la solution dans les tuyaux collecteurs jusqu'à chaque point d'accès aux zones de préparation des chantiers individuels, puis dans des tuyaux de 25 mm de diamètre disposés au centre de chaque chantier avec minerai fragmenté. On a joint, à des intervalles de 6 m, cinq dispositifs d'arrosage à impulsions Senninger n° 6 à la canalisation de distribution, de façon à pouvoir déverser continuellement la solution dans un cercle de 10 m de diamètre.

La solution émergeant des points de soutirage, au-dessous de chaque chantier, était recueillie par des fossés d'évacuation la conduisant jusqu'à un puisard. On avait estimé dans le calendrier de préparation des chantiers, que la meilleure solution était d'ouvrir dix chantiers par an; la solution émergeant de chacun de ceux-ci devait en principe avoir la même concentration de cuivre. Les échantillons accumulés dans chaque groupe de cinq ou dix chantiers ont été reliés à des puisards équipés de pompes. Chacun de ces puisards était équipé de deux pompes de 15 hp, qui permettaient soit d'acheminer la solution lixiviante enrichie (PLS) jusqu'au système d'arrosage desservant un autre groupe de dix chantiers, soit jusqu'à un puisard commun d'où la solution était pompée.

On présente à la figure 4 un croquis schématique du réseau de conduites souterraines.

On a installé des soupapes de pression tous les 70 m entre la surface et les canalisations installées dans les chantiers, pour réduire la pression de ~800 psi jusqu'aux 50-100 psi exigés dans les collecteurs des systèmes d'arrosage.

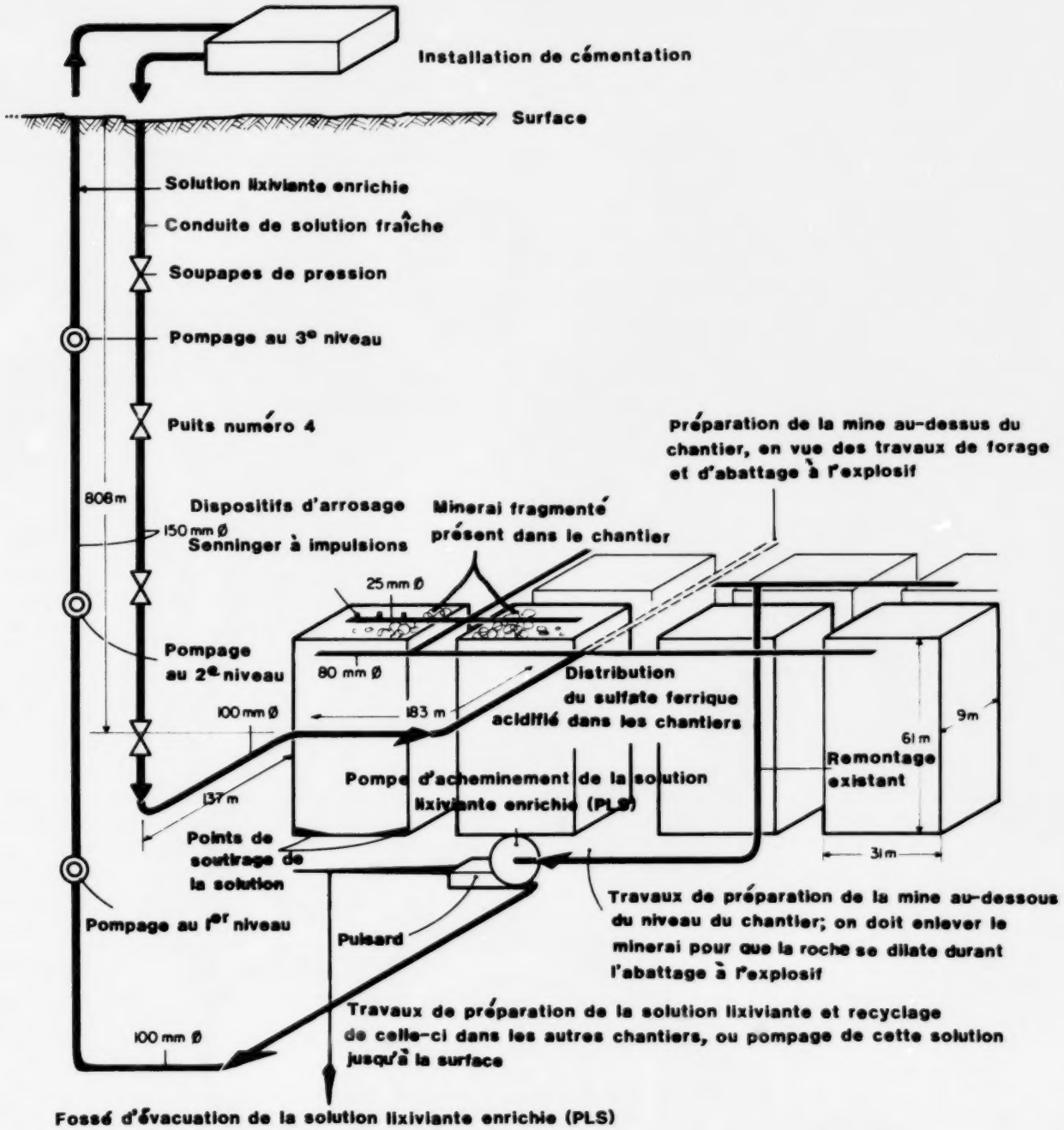

Fig. 4 - Réseau schématique de canalisations employé dans la lixiviation bactérienne in situ

Besoins de main-d'oeuvre

Étant donné l'échelle réduite de l'usine de récupération, et les faibles exigences en main-d'oeuvre du système de lixiviation, les opérateurs ont dû effectuer des tâches multiples. Les principaux secteurs d'activité, outre l'usine de récupération, étaient:

- les opérations de lixiviation in situ
- le laboratoire
- la salle de commande
- l'entretien.

On a supposé que dans le cas de l'exemple de base, c'est-à-dire 1 000 t/an de cuivre, les activités de gestion et de génie nécessaires à ce projet seraient assumées par le personnel de la mine et de l'usine de traitement. Il y avait dans le cadre de ce projet un seul superviseur chargé de toutes les activités liées au projet.

Dans l'étude du cas fondamental, on a estimé les besoins totaux en main-d'oeuvre des secteurs où s'effectue la lixiviation, à une personne, à la fois pour le fonctionnement et l'entretien des installations.

Les principales activités du système de lixiviation étaient:

- la disposition des canalisations desservant les dispositifs d'arrosage
- l'entretien des pompes
- le prélèvement des effluents provenant des chantiers.

Certaines de ces activités exigeraient une équipe de deux personnes, auquel cas, le personnel devrait être recruté dans d'autres secteurs. On a postulé que l'on aurait pas besoin de personnel de sécurité, étant donné les dimensions modestes de l'usine.

CONCEPTION DE L'USINE DE RÉCUPÉRATION

Dimensions de l'usine

On a conçu les deux méthodes de récupération, de façon à traiter 114 m^3/h de solution lixiviante enrichie (PLS), à la concentration de 1 g/L de cuivre.

Cémentation

On a introduit la solution lixiviante enrichie dans une série de rigoles contenant des boîtes de fer-blanc désétamé, et l'on a extrait le cuivre par cémentation, à partir de la solution, conformément à la réaction suivante:

$$CuSO_4 + Fe \rightarrow FeSO_4 + Cu$$

la consommation de fer étant de 2,5 kg par kg de cuivre précipité.

Le produit de cémentation est passé à travers le double fond des rigoles, jusqu'à une cuve de décantation. Le trop-plein de la solution fraîche contenant 0,03 g/L de Cu, 5,6 g/L de Fe en présence de pH3, a été acidifié avec de l'acide sulfurique à 0,3 g/L de H_2SO_4, et recyclé jusqu'aux chantiers, pour effectuer une autre étape de lixiviation. Le cuivre de cémentation a été mélangé avec de l'eau pour reformer des boues, et filtré avec un filtre-presse à plaque et cadre; on a ensuite transporté jusqu'à la fonderie le gâteau de cémentation, qui contenait 15 à 20 % d'humidité. On a supposé une teneur de 85 % pour le cuivre de cimentation.

On présente à la figure 5 le schéma de fonctionnement de l'usine de cémentation, ainsi qu'un diagramme de l'appareillage.

Extraction par solvant et par voie électrolytique

On a extrait le cuivre en deux étapes à partir de la solution lixiviante enrichie, en employant 5 % de LIX 64N dans du kérosène, puis on a effectué l'extraction à partir de la phase organique en une seule étape avec un électrolyte épuisé contenant

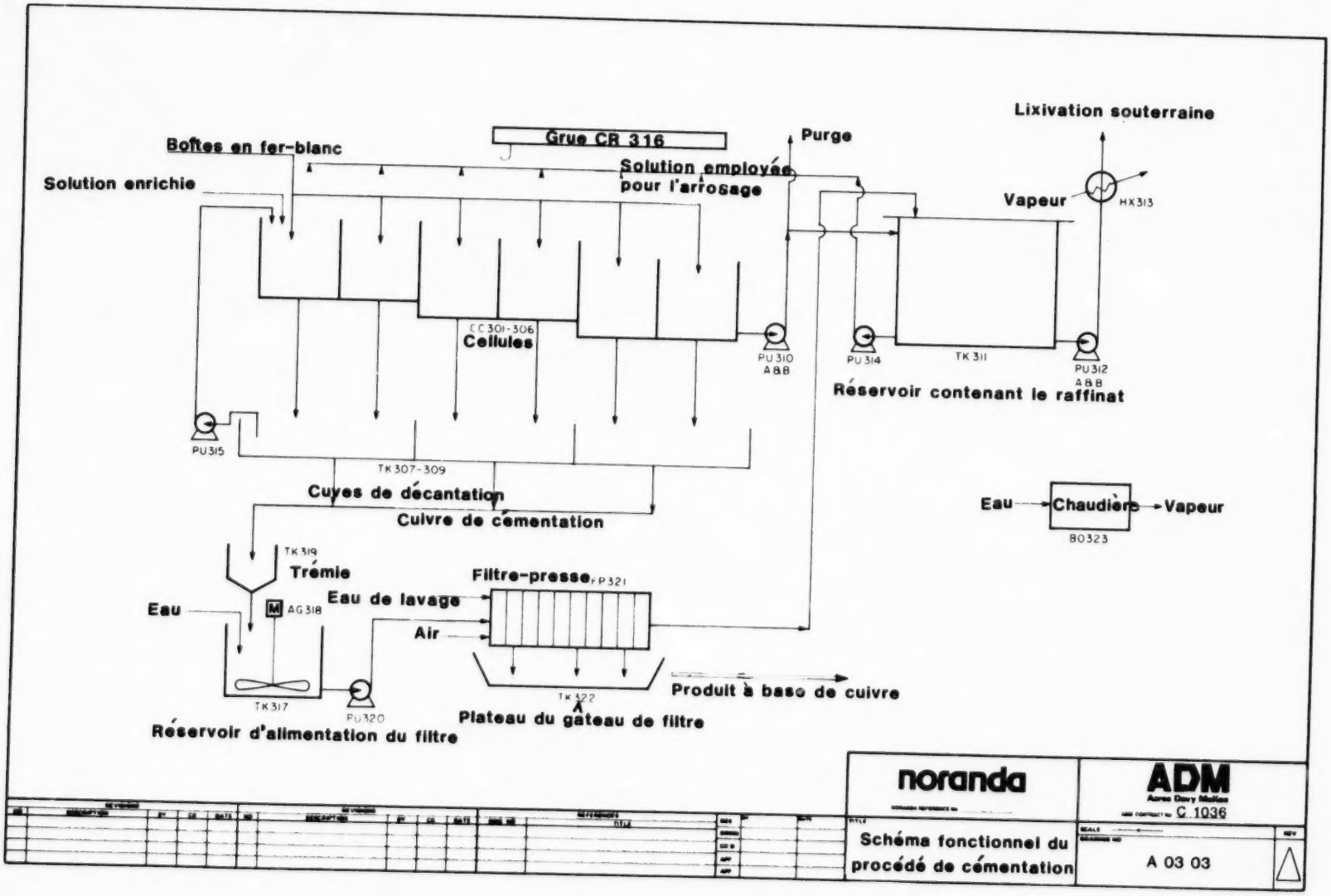

Fig. 5 - Schéma de fonctionnement de l'usine de cémentation et organigramme de l'appareillage

170-180 g/L de H_2SO_4 et 30 g/L de Cu. Le produit raffiné contenait <0,01 g/L de Cu, 4 g/L de Fe, et ~1,5 g/L de H_2SO_4; on l'a directement recyclé dans les chantiers, sans ajuster le pH.

On a introduit l'électrolyte enrichi contenant 45 g/L de Cu et 150-160 g/L de H_2SO_4 dans 14 cellules d'extraction électrolytique de type industriel, employant des anodes de plomb/calcium/étain, et l'on a extrait par voie électrolytique le cuivre sous une intensité de courant de 215 A/m^2, avec un rendement électrique de 85 %. On a postulé que la qualité des cathodes de cuivre était >99,9 % et que l'on pouvait directement les vendre aux extracteurs de métaux.

On présente à la figure 6 le schéma fonctionnel de l'extraction par solvant - extraction par voie électrolytique (SX-EW), et un diagramme du matériel, et à la figure 7 l'aménagement d'une usine permettant à la fois l'extraction par solvant et par voie électrolytique.

Avantages de la cémentation par rapport aux procédés SX-EW

Comme on l'a déjà mentionné plus haut, l'usine de récupération pourrait soit traiter des volumes de solution lixiviante enrichie (PLS) inférieurs à la capacité théorique, durant les quatre premières années et les deux à six dernières années d'exploitation, soit mélanger une solution fraîche à la solution lixiviante enrichie (PLS) pour introduire un volume de solution aqueuse qui assure une gamme d'exploitation assez proche de la valeur théorique, pour l'application du procédé d'extraction par solvant.

À cet égard, l'usine de cémentation offrait un avantage par rapport aux installations de type SX-EW, non seulement parce que l'on pouvait facilement laisser à la solution le temps théorique de séjour en lui évitant de traverser un certain nombre de rigoles, mais aussi parce que la majeure partie de la consommation de réactif (fer) était fonction du tonnage de cuivre récupéré, et moins dépendante du volume de solution traitée. Par ailleurs, lors de l'extraction par solvant, il faudrait que le débit aqueux soit équivalent au volume théorique (maximum) et que la majeure partie de la consommation (pertes de matière organique) soit fonction du volume de solution traitée.

Étant donné les coûts relativement comparables, on devrait choisir l'usine de cémentation puisqu'elle convient mieux au procédé de lixiviation in situ.

De plus, comme on l'a indiqué plus loin en traitant des années finales du projet, on a progressivement réduit les opérations dans l'usine de récupération (on a effectué les mêmes opérations pendant des périodes plus courtes, en récupérant des tonnages de plus en plus faibles de cuivre), de façon à garder les coûts d'exploitation plus proches de ceux de la période de pleine production. Puisque la cémentation

- est caractérisée par le fonctionnement de moins d'appareils que le procédé SX-EW;
- exige moins de surveillance;
- comporte une plus grande proportion d'activités discontinues que continues;

il a été plus facile de la transformer en une opération effectuée par une seule équipe, et d'en réduire les coûts.

Besoins de main-d'oeuvre

Cémentation

La plupart des activités se déroulant dans une usine de cémentation de cette envergure pourraient être effectuées par un seul opérateur en un seul poste de travail. L'opération de filtration discontinue pourrait être effectuée en deux postes (un opérateur dans chacun), suivant l'ordre de grandeur et avec l'appareillage évalués dans l'estimation des coûts en capital. Toutefois, il subsistera encore des arrêts d'activité, et les opérateurs chargés du fonctionnement des rigoles et des filtres-presses pourraient être employés à d'autres activités.

L'échelle réduite de l'usine exigerait que les opérateurs se consacrent à des activités diverses. Dans le cas où l'on emploie la méthode de cémentation, pour qu'il y ait une personne disponible dans l'usine de récupération à tout moment, les opérateurs pourraient aussi assumer certaines fonctions au laboratoire, et la surveillance dans la salle de commandes. Les filtres-presses

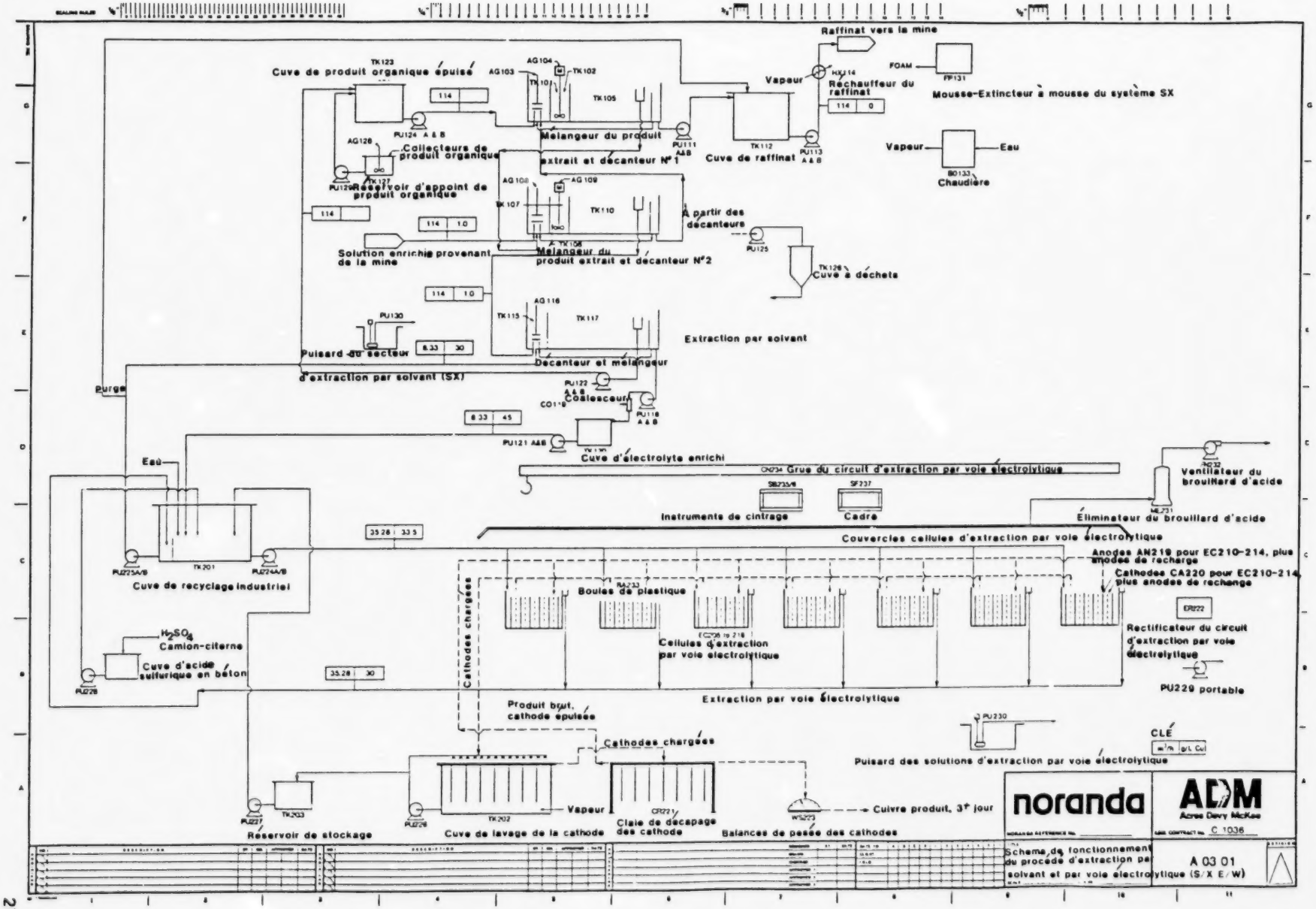

Fig. 6- Schéma de fonctionnement du procédé d'extraction par solvant et par voie électrolytique.

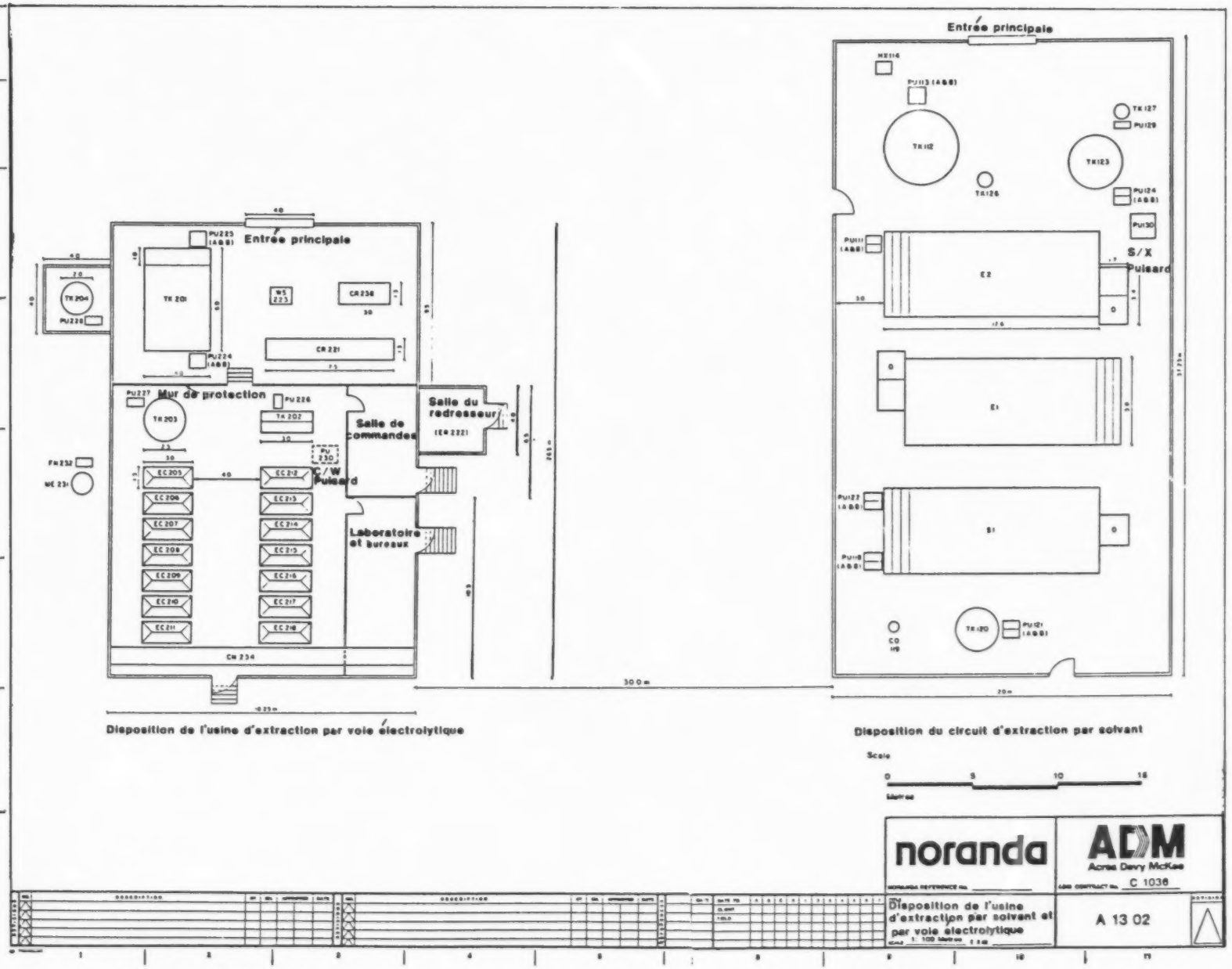

Fig. 7- Disposition de l'usine d'extraction par solvant et par voie électrolytique.

seraient manipulés par deux opérateurs, qui partageraient certaines fonctions du secteur de l'entretien avec l'opérateur du secteur de la lixiviation. On a inclus dans l'estimation de l'usine de récupération la présence d'un superviseur, mais celui-ci serait aussi responsable de l'ensemble du projet.

Les exigences de main-d'oeuvre seraient comme suit pour l'usine de cémentation:

	Nombre d'opérateurs/poste de travail	Nombre de postes de travail	Jours/ semaine	Nombre total d'opérateurs
Cémentation (aussi travaux en laboratoire, dans la salle de commandes, et dans le secteur de la lixiviation)	1	1	7	4
Filtration	1	2	5	4
Surveillance (sécurité, planification et secteur de la lixiviation)	1	1	5	1
			Usine de récupération totale	7
Lixiviation (et entretien)	1	1	5	1
			Total pour le projet	8

Extraction par solvant et par voie électrolytique

Comme dans le cas de la cémentation, les opérateurs devaient remplir plusieurs activités dans différents secteurs opérationnels. Le circuit d'extraction par solvant exige une surveillance plus étroite que les rigoles de cémentation, mais là encore, les opérateurs devraient disposer de temps libre. On a proposé qu'ils effectuent aussi des analyses de routine en laboratoire, et des rondes dans la salle de commandes, mais contrairement au cas du travail de cémentation, ils ne seraient pas disponibles dans le secteur du traitement par lixiviation.

Dans le secteur de l'extraction par voie électrolytique, il a été nécessaire de disposer d'un opérateur par poste de travail dans l'installation à cellules de traitement; cet opérateur pourrait échanger une partie de ses activités avec celles du personnel de l'installation de l'extraction par solvant (SX), de façon à libérer un autre opérateur qui puisse effectuer du travail additionnel dans le secteur de la lixiviation.

L'extraction cathodique a été réalisée par deux opérateurs durant un seul poste de travail. On a inclus un superviseur dans l'estimation relative à l'usine de récupération, mais celui-ci était responsable de l'ensemble du projet.

Les exigences en main-d'oeuvre de l'installation d'extraction par solvant et par voie électrolytique (SX-EW) étaient les suivantes:

	Nombre d'opérateurs/poste de travail	Nombre de postes de travail	Jours/ semaine	Nombre total d'opérateurs
Extraction par solvant (laboratoire, salle de commande)	1	3	7	4
Installation à cellules de traitement (et SX)	1	1	7	4
Extraction cathodique	2	1	7	3
Surveillance	1	1	5	1
			Total dans l'installation SX-EW	12
Lixiviation	1	1	5	1
			Nombre total d'opérateurs participant au projet	13

ÉTUDE DE RENTABILITÉ ÉCONOMIQUE

La compagnie Noranda a chargé, aux termes d'un contrat, la compagnie Acres Davy McKee (ADM) d'évaluer les coûts du système de pompage et de canalisations souterraines, ainsi que celui des usines de cémentation et de récupération par les procédés SX-EW. Tous les coûts ont été évalués en dollars canadiens de 1985. Dans les estimations de la compagnie ADM, n'ont pas été incluses les estimations des coûts d'exploitation de l'usine de lixiviation et de l'usine de traitement des effluents; ces estimations ont été réalisées par le Centre de recherches de Noranda.

La compagnie ADM a aussi estimé le coût de la récupération du cuivre par la méthode d'extraction par solvant et par cristallisation. On n'a pas considéré cette méthode dans l'évaluation, puisqu'elle ne semble pas présenter de gros avantages du point de vue des coûts d'extraction, et ne compense pas les coûts élevés des travaux de préparation de la mine.

Estimation des coûts en capital

Secteur de la lixiviation

On a employé l'organigramme du réseau de distribution de la solution dans le corps minéralisé de Geco, ainsi que la description des appareils nécessaires au travail, présentés dans la section précédente, pour estimer les coûts en capital du secteur de la lixiviation. Le tableau 8 présente la ventilation des coûts du point de vue de la mise de fonds initiale. Le tableau 9 présente les coûts annuels supplémentaires en capital, pour la mise en service de nouveaux chantiers (jusqu'à la 10^{e} année du projet). On a estimé les coûts d'autres composantes de l'usine (telles que les installations électriques), des appareils de mesure, du laboratoire et de la salle de commandes, en employant les facteurs qui se rapportent aux investissements faits dans les principaux appareils. On a inclus un coût de démarrage équivalent à 10 % du placement fixe de capitaux.

Estimation

On a estimé le coût en capital du secteur de la lixiviation à 1,64 M $. Cette valeur inclut des faux frais de 15 %.

Liste d'exclusions

On n'a pas inclus les détails suivants dans l'estimation des coûts en capital:

- les lignes électriques ou les canalisations d'eau aboutissant au site; (il est entendu qu'elles sont disponibles à partir de l'usine de traitement et des points d'exploitation de la mine).
- tous les puisards et drains; (on a considéré ceux-ci comme faisant partie des coûts de préparation de la mine);
- les taxes ou impôts;
- le financement durant la construction;
- le fonds de roulement, les pièces de rechange ou outils.

Usine de récupération

On a employé les schémas de l'usine décrivant la cémentation et l'extraction par solvant aux figures 5 et 6, et les détails des coûts du matériel décrits dans les articles antérieurs, pour estimer le coût en capital de l'usine de récupération.

Les estimations du coût en capital excluent le matériel de réchauffement de la solution, puisque l'on a estimé que la chaleur de réaction due à la lixiviation, et les pertes de chaleur résultant du pompage de la solution lixiviante enrichie (PLS) jusqu'à la surface, amèneraient la température moyenne de la solution enrichie à 22°C. Bien que la température ait été plus basse que la température désirée pour le fonctionnement du circuit d'extraction par solvant (SX), on l'a considérée comme acceptable; il en résultait des réductions importantes des coûts et surtout des frais d'exploitation.

Estimation

On a calculé et estimé l'ensemble des coûts en capital prévus d'une usine de récupération du

Tableau 8 - Coûts en capital du secteur de la lixiviation

		Coûts $
Coûts directs*		
1. Canalisations, à savoir	a. De l'usine de récupération aux chantiers	
	b. De la solution enrichie à la surface	
	c. Distribution de la solution	
	d. Dispositifs d'arrosage	475 000
2. Pompes, à savoir	a. Pompes acheminant la solution jusqu'à la surface 3 étages, chacun équipé de 2 pompes de 150 hp, dont une de secours	
	b. Recyclage de la solution	233 000
3. Circuit de purge et de neutralisation, à savoir	a. Cuve de neutralisation	
	b. Pompe d'acheminement de la solution	
	c. Agitateur, canalisation	40 000
4. Soupapes		15 000
	Appareillage total installé	763 000
5. Bassin contenant les résidus neutralisés de fer (5 $/t de résidus)		150 000
6. Installation électrique (6 % du coût initial)		46 000
7. Appareillage (4 % du capital initial)		30 000
8. Salle de commandes (5 % du capital initial)		38 000
9. Laboratoire (8 % du capital initial)		61 000
		1 088 000
10. Coûts de démarrage (10 %)		108 000
	Total des coûts directs	1 196 000
Coûts indirects		
Coûts indirects encourus sur place (3 % des coûts directs)		36 000
Ingénierie et gestion de la construction (15 % des coûts directs)		179 000
Assurances sur la construction 1 an		14 000
Faux frais 15 %		211 000
	Coûts totaux encourus	440 000
	Coût total en capital du secteur de la lixiviation	1 636 000

*Dans la section sur les travaux de préparation de la mine, ont été estimés les coûts des puisards et des rigoles d'écoulement.

Tableau 9 - Coûts additionnels en capital, par année, de mise en service des chantiers

Tuyaux et manchons	4 000 $
Pompes (2)	9 600 $
Dispositifs d'arrosage et accessoires	400 $
Soupapes	500 $
	14 500 $
Faux frais (15 % des frais directs)	2 175 $
	17 000 $

cuivre d'une capacité de 1 000 t/an, à 1,73 M $ et à 5,09 M $, pour les méthodes de cémentation et d'extraction par solvant et par voie électrolytique (SX-EW) respectivement. La ventilation des coûts du procédé SX-EW était la suivante: 2,82 M $ pour le secteur de l'extraction par solvant, et 2,27 M $ pour le secteur de l'extraction par voie électrolytique.

Liste d'exclusions

On n'a pas inclus dans l'estimation des coûts en capital les détails suivants:

- les travaux importants de préparation du site;
- les lignes de transport de l'électricité et d'acheminement de l'eau jusqu'au site;
- le stockage du cuivre de cémentation ou des cathodes;
- les taxes ou impôts;
- les fonds de roulement ou les outils;
- les coûts de démarrage;
- le financement durant la construction.

Coûts d'exploitation

Secteur de la lixiviation

On a estimé les coûts d'exploitation du secteur de la lixiviation, y compris la neutralisation des liquides purgés et le rejet des déchets, à 12,03 ¢/lb de cuivre produit, dans le cas d'une installation de récupération SX-EW, et à 12,67 ¢/lb de cuivre dans le cas d'une installation de cémentation. On présente au tableau 10 un résumé des coûts d'exploitation pour les deux méthodes.

Dans le secteur de la lixiviation, les principaux coûts d'exploitation venaient du pompage de la solution lixiviante enrichie jusqu'à la surface, et de la consommation de réactif. On a inclus dans cette estimation une composante de main-d'oeuvre équivalente à un opérateur, bien que celui-ci ne soit pas requis à plein temps dans ce secteur.

Les coûts des réactifs ont varié suivant le type d'usine de récupération adopté. Dans le cas de la cémentation, une petite quantité d'acide était nécessaire pour ajuster l'acidité de la solution fraîche d'environ 0 à 0,3 g/L, avant l'acheminement de celle-ci dans le sous-sol. Dans le cas de l'option SX-EW, l'acidité du raffinat était suffisante pour l'injection directe dans le secteur de la lixiviation. On présente au tableau 11 la répartition des composantes des coûts d'exploitation, selon les deux méthodes.

Usine de récupération

Cémentation

On a estimé les coûts annuels d'exploitation de l'usine de cémentation à 0,86 M $, soit à 38,8 ¢/lb de Cu (tableau 12).

Ces coûts reflètent l'augmentation des coûts de la ferraille livrée à la Geco de 90 $/t à 180 $/t, et excluent la consommation d'énergie pour réchauffer la solution.

Extraction par solvant et par voie électrolytique

On a estimé les coûts annuels d'exploitation de l'usine d'extraction par solvant et par voie électrolytique à 0,86 M $ ou 38,80 ¢/lb de Cu. On présente les détails de cette étude au tableau 13.

Tableau 10 - Coûts d'exploitation - Secteur de la lixiviation*

	SX-EW		Cémentation	
	$/an	¢/lb	$/an	¢/lb
Main-d'oeuvre	45 000	2,05	45 000	2,05
Réactifs	34 000	1,55	48 250	2,19
Fournitures	5 500	0,25	5 500	0,25
Électricité	167 000	7,59	167 000	7,59
	251 000	11,44	266 000	12,08
Rejet des résidus	13 000	0,59	13 000	0,59
Coûts totaux d'exploitation	264 000	12,03	279 000	12,67

*$ Cdn 1985

Tableau 11 - Ventilation des coûts d'exploitation - Secteur de la lixiviation*

Détail des coûts				
	SX-EW		Cémentation	
Réactifs		$/année		$/année
H_2SO_4			215 t/an x 50 $/t	10 750
Chaux nécessaire pour la neutralisation des liquides purgés			398 t/an x $\frac{1}{0,85}$ x 80 $/t	37 500
362 t/an x $\frac{1}{0,85}$ x 80 $/t =		34 000		48 250
Main-d'oeuvre				
Nombre d'opérateurs/an = 1		45 000		45 000
Électricité				
Consommation				
455 hp x 0,745 x $\frac{1}{0,65}$ x 8 000 h/an				
= $4,17 \times 10^6$ kWh/an x 4¢/kWh		167 000		167 000
Fournitures		5 500		5 500
Rejet des résidus				
~1 500 t/an (solides) x 2,86 (t/m^3) x 3 $/t		13 000		13 000
Coûts totaux d'exploitation	$/an	269 500	$/an	279 000
	¢/lb Cu	12,02	¢/lb Cu	12,67

*$ Cdn 1985

Tableau 12 - Coûts d'exploitation de l'usine de récupération - Cémentation*

	Cémentation	
	$/an	¢/lb
Main-d'oeuvre	270 000	12,25
Réactifs	450 000	20,45
Fournitures	62 000	2,81
Électricité	15 000	0,68
	797 000	36,19
Surveillance et planification	58 000	2,64
Coûts totaux d'exploitation	856 000	38,83

*$ Cdn 1985

Tableau 13 - Coûts d'exploitation de l'usine de récupération - SX-EW*

	SX-EW	
	¢/lb	$/an
Extraction par solvant		
Main-d'oeuvre	8,16	180 000
Réactifs	5,22	114 960
Fournitures	1,00	22 050
Électricité	0,74	16 390
	15,12	334 400
Extraction par voie électrolytique		
Main-d'oeuvre	14,29	315 000
Réactifs	0,77	17 000
Fournitures	1,81	40 000
Électricité	4,17	92 000
	21,04	464 000
Surveillance et planification	2,64	58 000
Coûts totaux d'exploitation	38,80	856 000

*$ Cdn de 1985

Comparaison entre la cémentation et les procédés d'extraction par solvant et par voie électrolytique

On a estimé les coûts totaux en capital de ce projet (lixiviation et récupération) à 3,4 M $, si l'on récupère le cuivre par cémentation, ou bien à 6,7 M $, si l'on choisit le procédé d'extraction par solvant et par voie électrolytique. On présente au tableau 14 la ventilation des coûts en capital correspondant à l'une et l'autre options.

On a estimé les coûts totaux d'exploitation à 50,83 ¢/lb et à 51,52 ¢/lb pour la cémentation et le procédé SX-EW respectivement. On présente au tableau 15 une ventilation des coûts d'exploitation. Dans le cas de la production de cuivre de cémentation, il a été nécessaire d'ajouter les coûts de transport de ce produit jusqu'à la fonderie, s'élevant à 38,50 $ par tonne, et les frais de la fusion et du raffinage, s'élevant à 13,18 ¢/lb (incluant le transport). Dans le cas du procédé SX-EW, étant donné que l'on produit une cathode très pure en des endroits éloignés tels que la mine Geco, on a dû ajouter les coûts de transport de la cathode, estimés à 4,09 ¢/lb. Ainsi, le coût total de production du cuivre par cémentation s'élève à 66,70 ¢/lb, et le coût de production par le procédé SX-EW à 54,92 ¢/lb.

Comme le coût en capital supplémentaire de 3,4 M $ requis par le procédé SX-EW ne pouvait être compensé par des coûts de production plus bas de 11,81 ¢/lb, et aussi comme l'usine de cémentation pouvait offrir des avantages techniques importants par rapport au procédé SX-EW, en s'adaptant aux variations des volumes de solution enrichie et à une plus basse production de cuivre, on a choisi le procédé de cémentation, lors de l'évaluation globale du projet dans la phase 4.

FACTEURS INFLUANT SUR LA TECHNOLOGIE DE LA LIXIVIATION BACTÉRIENNE

Étant donné qu'on ne dispose d'aucune donnée expérimentale relative à ce gisement, on a postulé de nombreuses valeurs et paramètres théoriques importants, en fonction de nos critères et de la documentation disponible. Même en partant de l'hypothèse optimiste suivant laquelle:

- on pourrait obtenir un taux de récupération du cuivre égal à 55 % en dix ans, à partir d'un minerai de chalcopyrite de 6 po de diamètre;
- les chantiers abattus à l'explosif présenteraient une perméabilité suffisante pour que l'on puisse appliquer la solution à la vitesse de 10 $L/m^2/h$;

on a considéré les paramètres supplémentaires suivants comme essentiels au succès du projet.

Tableau 14 - Comparaison des coûts en capital du procédé de cémentation et des procédés SX-EW

Cémentation		SX-EW	
Lixiviation	1 636 000 $	Lixiviation	1 636 000 $
Cémentation	1 731 000	SX	2 819 000
		Extraction par voie électrolytique	2 271 000
Coûts en capital du projet	3 367 000 $		6 726 000 $

Tableau 15 - Comparaison des coûts d'exploitation du procédé de cémentation et des procédés SX-EW (¢/lb Cu)

Détails des coûts	Cémentation		SX-EW
Lixiviation	12,10		11,44
Surveillance et planification	2,64		2,64
Usine de récupération - cémentation	36,19	SX	15,12
		Extraction par voie électrolytique	21,04
Rejet des déchets	0,59		0,59
Transport du cuivre de cémentation	2,06	Transport des cathodes	4,09
Frais de fusion et raffinage			13,18
Coûts totaux de production	66,8		54,9

Disponibilité de l'oxygène

On a postulé que dans les chantiers, circulait suffisamment d'oxygène entre la solution lixiviante transporteuse d'oxygène et la diffusion de l'air à travers les espaces interstitiels du minerai fragmenté de ces chantiers, pour qu'il y ait oxydation correcte des sulfures en présence de bactéries. Cette hypothèse est basée sur le fait que toutes les zones déjà exploitées du gisement sont reliées au système de ventilation de la mine. Si ce n'était pas le cas, il faudrait injecter de l'air dans la partie inférieure du chantier, ce qui entraînerait des coûts supplémentaires.

Minéralogie

La présence de taux élevés de sulfures peut engendrer des températures excessivement élevées (>45°C) à l'intérieur des chantiers soumis à la lixiviation, aux vitesses d'application des solutions considérées dans cette étude; il en résulte dans ce cas une diminution de l'activité bactérienne et une interruption du processus de lixiviation, jusqu'au rééquilibrage de ce processus.

On a aussi supposé que le minerai contenait une quantité suffisante de produit consommateur d'acide pour neutraliser l'acide engendré par l'oxydation des sulfures. Par conséquent, outre les températures excessivement élevées, la présence d'un taux élevé de sulfures ou d'une gangue consommant moins d'acide, ou les deux, abaisserait aussi le pH, ce qui réduirait aussi l'activité bactérienne.

Précipitation du fer

On a supposé que tout le fer introduit dans la solution, à la fois par la dissolution des minéraux sulfurés et la cémentation du cuivre, précipiterait sous forme de sulfate de fer basique à

l'intérieur des chantiers, maintenant ainsi à l'équilibre une concentration de fer d'environ 4 g/L. On a postulé que le précipité à base de fer n'enroberait pas le minerai; en effet, dans le cas contraire, la vitesse de lixiviation diminuerait ou des cheminements préférentiels apparaîtraient; donc un volume de solution équivalent à la quantité de fer introduite devrait être purgé et traité dans un bassin de traitement des effluents, au coût supplémentaire de 16¢/lb de cuivre.

Température de lixiviation

À la mine Geco, comme dans la plupart des mines canadiennes, la température de la roche est de 15°C. Les solutions provenant de l'usine de récupération et allant à cette usine doivent être acheminées par le puits de mine. Le calcul du bilan thermique montre qu'il n'est pas nécessaire de réchauffer la solution à partir d'une source thermique extérieure telle qu'une chambre de combustion submergée; les coûts d'exploitation seraient ainsi réduits de ~20 ¢/lb de cuivre.

Ralentissement de la production

Le ralentissement de la production était l'un des domaines les plus négligés de l'exploitation minière par des méthodes chimiques. Une fois que l'on aura ouvert les derniers chantiers au processus de lixiviation, le projet en arrivera à une période de taux réduits de récupération. Pour continuer la production de cuivre à un coût moyen, on a dû adapter toutes les opérations individuelles à des tonnages progressivement plus faibles, en réduisant la main-d'oeuvre, en reprogrammant les postes de travail, et en employant le personnel à diverses tâches. Comme mentionné auparavant, on a aussi dû décider du type de procédé de récupération en considérant les dernières années d'exploitation.

Si l'on se fonde sur des considérations économiques, il est très probable que l'on devra interrompre le projet avant la fin du programme prévu, donc que l'on extraira moins de 55 % du cuivre des derniers groupes de chantiers que l'on prévoit d'ouvrir.

RECOMMANDATIONS RELATIVES AUX RÉDUCTIONS DES COÛTS

L'optimalisation des procédés de lixiviation et de récupération dépassait la perspective de ce projet. On a choisi le procédé de cémentation pour des raisons de rentabilité économique et des raisons pratiques. Une façon de réduire de façon significative les coûts serait d'installer les rigoles de cémentation dans le sous-sol, et de remonter le cuivre de cémentation à la surface. Il convient de noter que 87 % des principaux coûts d'équipement et 66 % des coûts d'exploitation ont été consacrés au pompage de la solution de cuivre, de teneur 1 g/L, jusqu'à la surface.

On a estimé que l'usine de cémentation, ayant une capacité de production de 1 000 t/an de cuivre, devait avoir 23 m de large x 30 m de long x 6 m de haut, et pouvait être installée dans une zone entièrement exploitée composée de deux chantiers.

Pour tout autre détail, veuillez consulter le rapport de la Noranda intitulé "Milestone 3" (Fiche Micromedia #MON 86-01474/4).

PHASE 4-ÉVALUATION GLOBALE ET ANALYSE DE SENSIBILITÉ

Dans cette phase, on a utilisé les coûts calculés de préparation de la mine et des circuits métallurgiques, pour établir la capacité de financement du projet, dans le cas de variations:

- du prix du cuivre
- des coûts d'exploitation
- de la vitesse de lixiviation et de la récupération d'ensemble
- de la teneur du minerai.

Dans l'étude du cas fondamental, on a estimé les valeurs nettes cumulatives actualisées (NPV) en faisant appel à un taux d'escompte de 15 %, et on a employé une comparaison entre ces valeurs pour l'analyse de sensibilité. L'échelonnement des rentrées nettes de fonds couvrait une période de 19 ans (le temps total requis pour la lixiviation du minerai); il est basé sur des estimations exprimées en dollars canadiens constants de 1985. On a estimé les redevances à 40 % des rentrées positives de fonds.

On a présenté deux autres études de cas, pour mieux éclaircir quelques-unes des conclusions étonnantes auxquelles on est parvenu durant l'étude de la lixiviation souterraine aidée par des bactéries.

Dans le cas 2, on a supposé que la teneur du minerai était de 1,8 % de Cu, soit le double de la valeur utilisée dans le cas fondamental, ce qui a donné une réduction de 50 % des coûts des travaux de préparation miniers.

Dans le cas 3, non seulement on a amélioré la teneur du minerai jusqu'à 1,8 % de Cu, mais on a supposé que: (I) le projet permettait d'obtenir une récupération globale de cuivre de 75 %; (II) on pouvait augmenter la concentration des solutions lixiviantes enrichies jusqu'à 2 g/L de Cu (au lieu de 1 g/L dans le cas fondamental), de sorte que l'on pouvait doubler la capacité de l'usine de récupération, tout en augmentant légèrement les coûts en capital; et (III) l'on pouvait réduire les coûts individuels d'exploitation minière de ~30 %, en employant du matériel de forage plus gros.

On devrait considérer ces deux cas (en particulier le second) comme une vue optimiste, mais ils mettent en relief le coût de cette technologie, même dans les circonstances les plus favorables.

On a aussi calculé les coûts de l'exploitation minière classique, et l'échelonnement des rentrées de fonds, de façon à pouvoir comparer les deux technologies.

Les calculs concernant la lixiviation et les méthodes minières classiques étaient basés sur le fait que la zone à exploiter fait partie d'une mine en cours d'exploitation, et que par conséquent, des installations de traitement du minerai existent déjà. De ce fait, les coûts de préparation miniers étaient réduits dans le cas de la lixiviation, et le besoin de toute dépense d'investissement a été éliminé dans le cas de l'exploitation minière classique.

RENTABILITÉ ÉCONOMIQUE DES ÉTUDES DE CAS

Étude du cas fondamental

Les principales variables postulées dans l'étude du cas fondamental étaient les suivantes:

-Minerai soumis à la lixiviation	2,1 millions de tonnes
-Teneur du minerai	0,9 % Cu
-Récupération totale de cuivre	55 % (10 356 tm)
-Taux d'extraction du cuivre	10 % la première année, 1 % de moins chaque année ultérieure
-Durée totale de lixiviation	18 ans
-Concentration de la solution lixiviante enrichie	1 g/L de Cu
-Production théorique annuelle de cuivre	1 000 tm
-Coûts de préparation de la mine	14,74 $/t
-Transport du concentré	38,58 $/t

-Déductions pour les concentré	11 kg*/t de fonderies
-Frais de fusion et raffinage du cuivre de cémentation	0,29 $/kg
-Capital consacré à l'usine de lixiviation et de récupération (par le procédé de cémentation)	3,37 M $
-Coûts d'exploitation de l'usine de lixiviation et de récupération par le procédé de cémentation	1,13 $/kg de Cu (51,5 ¢/lb de Cu)
-Prix du cuivre	2,20 $/kg de Cu (1 $/lb de Cu)

Dans de telles conditions pour le cas fondamental, on a estimé la valeur nette actualisée (NPV) à -22,1 millions $. Une valeur NPV égale à 0 (qui implique une valeur du rendement du capital d'investissement (ROI) de 15 %) ne peut être obtenue que si:

- on réduit les coûts totaux d'exploitation de 87 %, jusqu'à 19 ¢/kg de Cu (8,6 ¢/lb de Cu) (voyez la figure 1);

- on augmente le prix de vente du cuivre jusqu'à 9,22 $/kg de Cu (4,18 $/lb de Cu) (voyez la figure 2).

Ces chiffres indiquent clairement que la lixiviation bactérienne in situ de la chalcopyrite n'est pas rentable, dans les conditions du cas fondamental.

On a aussi étudié l'incidence des coûts d'exploitation minière sur la valeur NPV. L'analyse montre que même si l'on réduisait les coûts de l'exploitation minière à zéro, les valeurs nettes actualisées (NPV) du cas fondamental seraient encore négatives (-0,5 million $), ce qui indique qu'au prix actuel du cuivre, on ne pourrait même pas exploiter les circuits de lixiviation et de récupération de façon profitable, dans le cadre d'un projet de lixiviation bactérienne in situ.

*Le coût dépend des redevances d'octroi de la fonderie.

Contrairement à ce que l'on prévoyait, les effets de la teneur du minerai (0,9 à 1,8 % de Cu) et des taux d'extraction globale du cuivre (55-100 %) à des vitesses de lixiviation constantes, sur les valeurs nettes actualisées (NPV), montrent qu'aucune de ces deux variables n'a d'incidence significative sur la rentabilité économique de la lixiviation bactérienne in situ.

D'après ces analyses, on a conclu que la variable qui influe le plus fortement sur la viabilité économique du projet est la lente (et incomplète) extraction du cuivre qui entraîne une lente réalisation des revenus. En effet, si l'on réduisait la rentrée de fonds comme dans cette étude, le taux de récupération du cuivre de 55 % équivaudrait au taux actuel de récupération de seulement 28,9 %.

L'effet négligeable de la plus haute teneur de minerai et des taux globaux de récupération sur les valeurs nettes actualisées est aussi démontré par les deux autres études.

Étude du cas 2

Les principales variables différant de celles de l'étude du cas fondamental (section 2) étaient :

-la teneur du minerai	1,8 % de Cu; et
-le minerai lixiviable	1,1 million de tonnes

Toutes les autres variables ont été gardées telles quelles.

Le principal avantage que présente ce cas par rapport au cas fondamental, est que l'on a réduit de 50 % le nombre de chantiers requis pour la lixiviation, ce qui permet de réduire les coûts de préparation miniers de 50 %.

Dans ce cas, on a estimé la valeur NPV à -11,5 millions $. On obtient une valeur NPV égale à zéro en augmentant le prix de vente du cuivre jusqu'à 6 $/kg (2,72 $/lb).

Étude du cas 3

Les principales variables différant de celles de l'étude du cas fondamental étaient:

-la teneur du minerai	1,8 % de Cu
-le minerai lixiviable	1,1 million de tonnes
-la récupération globale de cuivre	75 %
-la concentration de la solution lixiviante enrichie	2 g/L de Cu
-les coûts de préparation de la mine	10,58 $/t
-les coûts d'exploitation de la lixiviation et de la récupération	1,20 $/kg de Cu (54,4 ¢/lb de Cu)

La réduction des coûts de préparation de la mine, qui sont passés de 14,74 $ à 10,57 $/t, venait de l'emploi de trous de sondage de 152 mm comparativement à ceux de 114 mm dans le cas fondamental.

Les principaux avantages de ce cas par rapport au cas fondamental étaient:

- Les coûts unitaires de préparation de la mine sont réduits de 27 %.
- Les coûts totaux de préparation de la mine sont réduits de 62 %.
- Les coûts d'exploitation du circuit de lixiviation sont réduits par le pompage d'une solution plus concentrée jusqu'à la surface.
- Le taux annuel de récupération et d'extraction globale du cuivre augmente pendant toute la période de dix années.

On a estimé que dans ce cas, la valeur nette actualisée (NPV) est de -8,1 millions $. Pour que ce projet soit viable, même dans ces conditions hautement (ou exagérément) optimistes, il faudrait que le prix du cuivre s'élève à 3,63 $/kg (1,65 $/lb).

EXPLOITATION MINIÈRE CLASSIQUE

On a aussi examiné la rentabilité économique de la production de cuivre par les procédés d'exploitation minière et les traitements classiques. Dans cette étude, on a décidé d'utiliser la même teneur du minerai et le même tonnage de production que dans le cas fondamental. Comme pour la Geco, on a supposé que le projet n'exigerait aucun capital, et que l'usine existante pourrait traiter le minerai remonté à la surface.

On a utilisé les coûts unitaires de préparation de la mine s'élevant à 17,76 $/t pour les travaux d'exploitation classiques, comparativement à 14,74 $/t pour le projet de lixiviation in situ. Cette différence est largement due au crédit résultant de la récupération du cuivre dans l'usine de traitement, à partir du minerai faisant l'objet du projet de lixiviation in situ (minerai que l'on avait enlevé pour permettre la dilatation du filon). Les coûts du traitement, de la fusion, du raffinage et du transport étaient les mêmes qu'utilisés dans la phase 2 et dans le cas fondamental présenté dans ce rapport.

On a estimé que l'on pouvait exploiter par les méthodes traditionnelles les 2,1 millions de tonnes disponibles de minerai à la mine Geco en l'espace de six ans, de sorte que les rentrées de fonds dans ce cas ne s'échelonnent que sur six années.

On a démontré que ce cas générait une valeur nette actualisée (NPV) de -25,3 millions $, soit seulement -3,2 millions $ de moins que le cas fondamental pour la lixiviation bactérienne. On a toutefois obtenu une valeur NPV égale à zéro:

- en réduisant les coûts d'exploitation globaux de 45 % (voyez la figure 6); ou
- en augmentant le prix de vente du cuivre jusqu'à 3,94 $/kg de Cu (1,8 $/lb de Cu) (voyez la figure 7).

On a aussi examiné l'effet de la teneur du minerai sur les valeurs nettes actualisées (NPV) de l'exploitation minière classique; on montre les résultats de cette étude à la figure 4. On voit que, contrairement au cas de la lixiviation bactérienne in situ, la teneur du minerai a une incidence

Tableau 16 - Conditions nécessaires à l'exploitation minière classique et à la lixiviation bactérienne in situ, pour générer une valeur nette actualisée (NPV*) égale à zéro

Exploitation minière classique	Lixiviation bactérienne in situ
- Pour une teneur du minerai de 0,9 % de Cu, le prix de vente doit être de 3,94 $/kg de Cu.	- Pour une teneur du minerai de 0,9 % de Cu, le prix de vente doit être de 9,22 $/kg de Cu.
- Pour un prix de vente du cuivre de 2,20 $/kg, la teneur minimum du minerai doit être de 1,9 % de Cu.	- Pour un prix de vente du cuivre de 2,20 $/kg, la teneur du minerai n'a pas d'incidence significative sur les valeurs NPV à l'intérieur des limites étudiées.
- Pour une teneur du minerai de cuivre de 0,9 % et un prix de vente de 2,20 $/kg, les coûts totaux d'exploitation doivent être réduits de 45 %.	- Pour une teneur du minerai de cuivre de 0,9 % de Cu et un prix de vente de 2,20 $/kg de Cu, les coûts totaux d'exploitation (extraction, lixiviation et récupération) doivent être réduits de 87 %.

*Une valeur NPV égale à zéro exige une diminution de 15 % du rendement du capital d'investissement (ROI) (voyez le texte).

significative sur la rentabilité économique du projet, et atteint une valeur NPV de zéro lorsque la teneur du minerai est seulement de 1,9 % de Cu.

COMPARAISON ENTRE LE CAS FONDAMENTAL ET L'EXPLOITATION MINIÈRE CLASSIQUE

La figure 6 montre que l'exploitation minière classique est beaucoup plus sensible que la lixiviation bactérienne in situ aux variations du prix du cuivre, des coûts d'exploitation et de la teneur du minerai. Le tableau 16 résume les conditions requises pour que les deux techniques génèrent une valeur NPV égale à zéro, donc une diminution de 15 % du rendement du capital d'investissement (ROI).

Bien que ni les méthodes minières classiques, ni la lixiviation bactérienne in situ des minerais sulfurés de faible teneur n'apparaissent économiquement intéressantes dans les conditions économiques actuelles, la première solution exige de plus bas prix du cuivre et teneurs du minerai pour générer une valeur NPV égale à zéro. On doit à nouveau insister sur le fait que cette comparaison n'est valable que lorsqu'une mine et des installations de traitement existent déjà, et que leur coût a été amorti.

Il est difficile d'estimer le potentiel de réduction des coûts d'exploitation, soit pour les méthodes minières classiques, soit pour la lixiviation bactérienne in situ, jusqu'au point où l'une ou l'autre méthode deviendrait économiquement rentable. On pourrait faire valoir qu'il est plus facile d'obtenir d'importantes réductions des coûts avec une technologie en évolution rapide, comme la lixiviation bactérienne in situ, qu'avec une technologie établie depuis des années. Toutefois, étant donné que jusqu'à 66 % des coûts d'exploitation de la lixiviation bactérienne in situ résultent des travaux préparatoires de la mine, nécessaires pour qu'il y ait fragmentation suffisante du minerai, on doit s'attendre à ce que d'importantes améliorations de la lixiviation bactérienne in situ, résultant de l'application de méthodes plus économiques de fragmentation, réduisent aussi le coût des méthodes minières traditionnelles.

On ne pourra rendre plus attrayante la technologie de la lixiviation bactérienne in situ par rapport à la technologie minière classique, que si les détails de la lixiviation sont améliorés de façon notable, en particulier le taux d'extraction du cuivre.

Ismay et al., dans leur article que l'on a reproduit intégralement ici, ont parfaitement résumé l'évaluation globale et l'analyse de sensibilité.

ESTIMATIONS DES COÛTS

L'objectif du contrat était l'examen de la méthode

de lixiviation bactérienne in situ (IPBL), dans le cas d'un gisement situé dans le secteur d'une mine existante. Ce cas présente l'avantage que l'on peut utiliser le puits de mine et les appareils de forage existants, lors de la préparation des chantiers à la lixiviation, et qu'une mise de fonds n'est nécessaire que pour l'usine de lixiviation et de récupération. Dans le cas faisant l'objet de cette étude à la mine Geco, on disposait d'une usine de traitement en exploitation, et l'on a supposé que le minerai à traiter pouvait être concentré sur place et vendu sous forme de concentré de cuivre.

En raison de ces facteurs spécifiques, on a regroupé tous les coûts de préparation de la mine comme coûts d'exploitation, et l'on a considéré comme crédits vis-à-vis des coûts de préparation, les revenus de l'usine de traitement produisant du concentré de cuivre à partir du minerai que l'on a extrait pour faciliter l'expansion du corps minéralisé durant la fragmentation des chantiers destinés à la lixiviation. De ce fait, le coût moyen de préparation, qui s'élevait à 16,09 $/t de minerai lixiviable (tableau 17), estimation faite d'après la conception des trois chantiers décrits plus haut, a été réduit de 1,35 $/t. On a calculé ces crédits d'après les coûts respectifs de 0,5 $, 1,1 $ et 5,5 $ de chargement, transport et traitement de chaque tonne de minerai extrait durant la phase de préparation de la mine, et d'après le fait que pour récupérer le cuivre, on doit couvrir les coûts de transport du concentré s'élevant à 38,50 $/t et les frais de fusion et raffinage de ce concentré s'élevant à 0,85 $/kg de cuivre. On s'est basé sur un prix du cuivre de 2,20 $/kg pour calculer le crédit venant du minerai à traiter.

En se basant sur l'élaboration du plan de mise en service du chantier, dans le cadre de ce projet (voyez tableau 7), on estime que les coûts totaux de l'exploitation minière s'élèveront à 5,2 M $/an durant les 4 premières années, et à 2,6 M $/an de la 6e à la 9e année du projet.

On a estimé l'ordre de grandeur du coût en capital (±25 %) du secteur de la lixiviation et des deux types d'usine de récupération. Aux termes d'un sous-contrat avec la compagnie Acres Davy McKee, on a calculé les dimensions et les coûts des principaux appareils, et facturé d'autres services sur les coûts d'installation du matériel. Le tableau 18 présente la ventilation des coûts en capital de chaque secteur.

Les coûts indirects comprennent l'ingénierie et la gestion de la construction, l'assurance à la construction, et des faux frais. On estime que le coût en capital requis durant la première année du projet s'élève à 3,4 M $ pour l'option de l'usine de cémentation, et à 6,7 M $ pour celle de l'usine d'extraction par solvant et par voie électrolytique (SX-EW). Ces coûts n'incluent pas le système de réchauffement de la solution ou les bassins recevant continuellement le fer ou les résidus de neutralisation dans le cas de la cémentation et de l'extraction par solvant et voie électrolytique respectivement, autrement le coût en capital et les frais d'exploitation augmenteraient tous deux substantiellement.

Le tableau 19 montre les coûts d'exploitation pour le secteur de la lixiviation et deux types d'usines de récupération. Étant donné que le personnel chargé de ce projet doit effectuer plus d'une tâche, on a inclus dans les coûts de la main-

Tableau 17 - Coûts des travaux miniers préparatoires

Détails de la préparation	Accès	Saignées supérieures	Sous-cavages	Remontage	Préparation des sous-étages	Forage des entailles et abattage à l'explosif	Chantiers	
							Forage	Abattage à l'explosif
$/tonne de minerai lixiviable	3,45	2,34	0,20	2,20	1,84	1,74	1,71	2,61
Coûts totaux d'exploitation minière et de préparation des chantiers				16,09 $/t				
Crédits venant du minerai à traiter				1,35 $/t				
Coûts nets de l'exploitation minière				14,74 $/t				

Tableau 18 - Coûts en capital de la lixiviation bactérienne in situ ($ x 1 000)

Secteur de la lixiviation	Secteur de l'usine de récupération		Cémen-	Extraction par solvant et par voie électrolytique		
Coûts directs	Coûts directs		tation	SX	EW	Total
1. Canalisations	490	1. Travail sur le site,				
2. Pompes	233	structures, fonda-				
3. Circuit de purge	40	tions et bâtiments	670	805	663	1 468
Équipement installé	763	2. Appareillage	370	777	500	1 277
4. Mare recevant les déchets ferreux	150	3. Installations électriques	100	128	215	343
5. Installations électriques		4. Appareils de mesure	25	50	100	150
(6 % de l'équipement installé (IE))	46	5. Canalisations	75	250	110	360
6. Appareils de mesure		6. Divers	25	50	50	100
(4 % de l'équipement installé (IE))	30					
7. Régulation du procédé		Coûts directs d'ensemble	1 265	2 060	1 638	3 698
(5 % de l'équipement installé (IE))	38					
8. Laboratoires						
(8 % de l'équipement installé (IE))	61					
Capital fixe	1 088	Coûts indirects	467	759	633	1 392
9. Coûts de démarrage						
(10 % des coûts fixes (FC))	108					
Coûts directs d'ensemble	1 196					
Coûts indirects	440					
Total	1 636	Total	1 732	2 819	2 271	5 090

Tableau 19 - Coûts d'exploitation de la lixiviation bactérienne in situ (¢/kg de cuivre)

Secteur de la lixiviation			Usine de récupération				
Composante des coûts	Cémentation	SX-EW	Composante des coûts	Cémentation	SX	EW	Total SX-EW
Main-d'oeuvre	4,51	4,51	Main-d'oeuvre	26,95	17,95	31,44	49,39
Réactifs	4,82	3,41	Réactifs	44,99	11,48	1,69	13,17
Fournitures	0,55	0,55	Fournitures	6,18	2,20	3,98	6,18
Électricité	16,70	16,70	Électricité	1,50	1,63	9,17	10,80
Rejet des déchets	1,30	1,30					
	27,9	26,8		79,62	33,26	46,28	79,54
			Surveillance	5,84			5,84
				85,4			85,4

Coûts unitaires des réactifs employés in situ		Autres coûts unitaires	
Acide sulfurique	50 $/tonne	Électricité	4 ¢/kWh
Chaux	80 $/tonne	Rejet des déchets	3 $/tonne
Ferraille	180 $/tonne	Main-d'oeuvre	45 000 $/année

d'oeuvre employée au travail de lixiviation, les personnes chargées de l'entretien. Les trois principaux types de frais venaient:

- de la main-d'oeuvre (principalement pour l'option SX-EW);
- du réactif (en particulier de la ferraille, dans l'option de la cémentation);
- de l'électricité, dont la majeure partie est utilisée pour pomper la solution enrichie jusqu'à la surface.

On voit que le coût de production du cuivre de cémentation (85 % de Cu) est à peu près le même que celui de production du cuivre cathodique (>99,9 % de Cu). Toutefois, on doit ajouter les coûts de transport du cuivre de cémentation jusqu'à une fonderie, qui s'élèvent à 38,50 $/t, et les frais de fusion et de raffinage qui s'élèvent à 29 ¢/kg pour le cuivre dans le cas de l'option de la cémentation, ce qui élève le coût total de production à 1,47 $/kg. On doit ajouter à l'option SX-EW des frais de 9 ¢/kg pour le transport des cathodes jusqu'aux points de vente, ce qui élève le coût à 1,21 $/kg. Les deux types de coûts susmentionnés excluent les coûts de l'exploitation minière.

ANALYSE DE RENTABILITÉ ÉCONOMIQUE

On a calculé les rentrées de fonds relatives à la production de ~10 000 t/an de cuivre par traitement de 3,8 M t de minerai à 0,9 % de Cu en fonction du programme de production indiqué au tableau 3; on a utilisé dans l'usine de récupération la méthode de cémentation. Pour simplifier les calculs, on a supposé que les coûts unitaires de lixiviation et de récupération étaient constants pendant toute la durée du projet. On a ensuite déterminé la valeur cumulative nette actualisée (NPV) en fonction d'un taux d'escompte de 15 % exprimé en dollars canadiens constants de 1985. On a appliqué un taux fiscal de 40 % à toutes les rentrées de fonds positives en fin d'année, au lieu d'adopter une formule plus compliquée intégrant une déduction d'amortissement et de dépréciation.

La valeur nette actualisée (NPV) du projet de lixiviation bactérienne in situ (IPBL) dans le cas fondamental (taux de récupération du cuivre de 55 % en dix ans, minerai de teneur 0,9 % de Cu, 21 M t de minerai lixiviable), si l'on admet que le prix du cuivre est de 2,20 $/kg, s'élève à -22 M $. Il faudrait réduire de 87 % tous les coûts d'exploitation ou augmenter le prix du cuivre jusqu'à 9,22 $/kg pour obtenir une valeur nette actualisée (NPV) égale à zéro.

À titre de comparaison, on a estimé la valeur NPV relative à l'extraction classique de ce minerai de faible teneur dans les conditions de la mine Geco (si le prix du cuivre est de 2,20 $/kg) à -25 M $. Toutefois, dans ce cas, on obtient une valeur NPV égale à zéro en réduisant de 45 % tous les coûts d'exploitation, ou en augmentant le prix du cuivre jusqu'à 3,94 $/kg.

Ces chiffres montrent que ni la méthode de lixiviation bactérienne in situ (IPBL), ni les méthodes minières classiques ne sont économiquement rentables, mais que les secondes sont plus sensibles aux paramètres qui influent sur la production de cuivre. On doit insister sur le fait que, dans le cas de l'exploitation minière traditionnelle, on est parti du principe qu'aucun capital n'était nécessaire au financement du puits de mine et de l'usine de traitement, et que dix chantiers pouvaient être exploités chaque année. Les coûts et frais employés pour estimer les rentrées de fonds dans cette situation s'élèvent à 17,76 $ par tonne de minerai extrait à la mine, 5,51 $ par tonne de minerai de broyage, 38,50 $ par tonne de concentré transporté, avec une déduction de 11 kg de Cu par tonne de concentré traité à la fonderie.

On a examiné la sensibilité du procédé de lixiviation bactérienne in situ et des méthodes classiques d'exploitation minière, vis-à-vis des variations de teneur du minerai, des coûts d'exploitation, de la vitesse de lixiviation et du prix du cuivre. La figure 8 montre que pour des teneurs très faibles, la valeur nette actualisée (NPV) de la lixiviation bactérienne in situ (IPBL) est moins négative que celle de l'exploitation minière classique, mais que la seconde est beaucoup plus sensible à la teneur du minerai. On a affirmé que ce dernier détail était un avantage si l'on

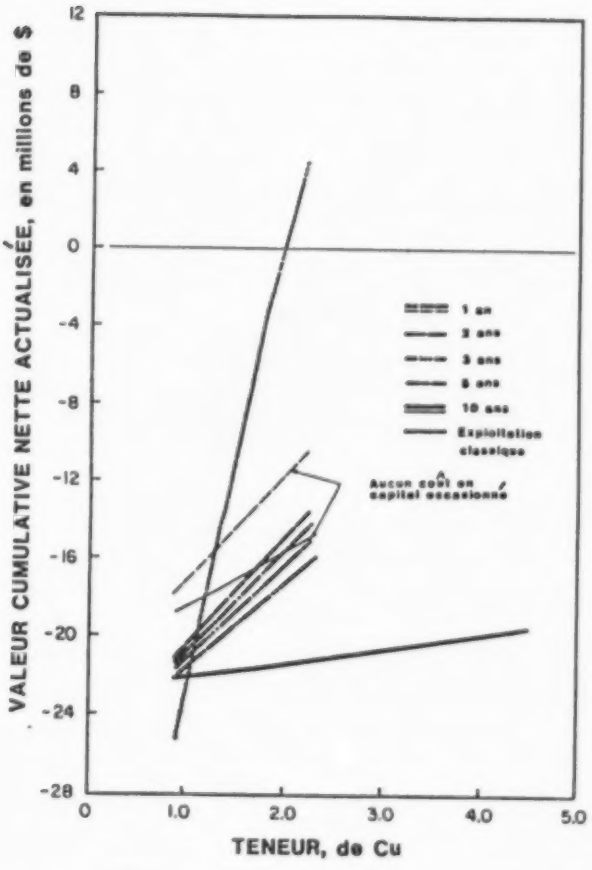

Fig. 8 - Analyse comparative de sensibilité teneur en cuivre

voulait récupérer le cuivre de gisements de faible teneur par lixiviation in situ, mais il ne peut avoir d'effet positif que si le projet est économiquement rentable.

D'autres observations présentées à la figure 8 sont les suivantes:

- À 2,20 $/kg de Cu, les méthodes minières classiques ne sont économiquement rentables que pour les teneurs de minerai supérieures à 2 % de Cu.

- Des vitesses plus grandes de lixiviation améliorent la valeur NPV de la lixiviation bactérienne in situ (IPBL), mais la différence incrémentielle est nettement plus prononcée, avec une réduction de la période de lixiviation de dix à cinq ans, qu'avec toute réduction ultérieure.

- La lixiviation bactérienne in situ (IPBL) n'est pas rentable, même lorsqu'aucun coût en capital ne résulte du secteur de la lixiviation et l'usine de récupération.

Ces comparaisons indiquent que, même si la vitesse de récupération du cuivre est faible avec la méthode de lixiviation bactérienne in situ (IPBL), ce qui entraîne un ralentissement des revenus, le principal obstacle à la rentabilité est le coût élevé des travaux miniers de préparation.

Une estimation de tous les coûts d'exploitation encourus pendant la durée du projet montre que 66 % correspondent à la phase de préparation de la mine, tandis que 5 % seulement sont attribuables à la lixiviation, 29 % au secteur de la récupération.

La comparaison des effets relatifs de la réduction des coûts d'exploitation et de la vitesse de lixiviation sur la valeur NPV (figure 9) montre que des améliorations de ce paramètre ne rendent pas le projet attrayant, aussi longtemps que des coûts élevés sont associés à la préparation de la mine. L'influence des coûts élevés de la phase 2 de préparation apparaît mieux à la figure 10, qui montre qu'un projet n'exigeant pas de coûts de préparation de la mine serait économiquement rentable avec un prix du cuivre de 2,80 $/kg, même lorsque des dépenses d'investissement sont nécessaires dans le secteur de la lixiviation et dans l'usine de récupération, et même si le taux d'extraction, comme dans le cas fondamental, est de 55 % sur 10 ans.

RÉSERVES RÉCUPÉRABLES DE CUIVRE

On s'attend à ce que la quantité de cuivre récupérée dans le corps minéralisé de 3,8 M t atteigne 16 000 t avec le projet de lixiviation bactérienne in situ (IPBL) et 21 000 t avec les méthodes minières traditionnelles (en supposant un taux de récupération de 85 % du produit extrait de la mine et un taux de récupération globale de 55 % avec le procédé de lixiviation). De plus, du tonnage entier obtenu avec la méthode de lixiviation bactérienne in situ (IPBL), 45 % seront extraits du minerai à traiter en six ans seulement.

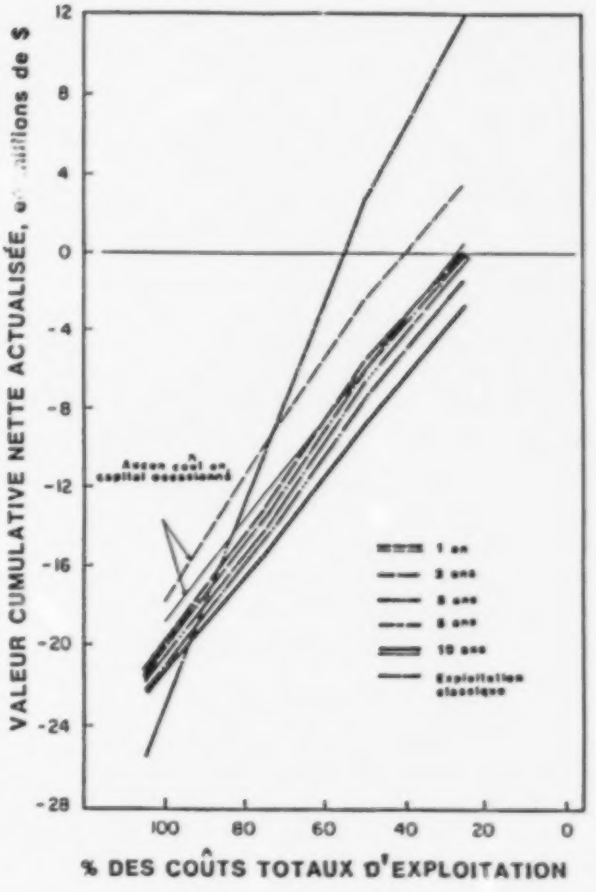

Fig. 9 - Analyse comparative de sensibilité: coûts totaux d'exploitation

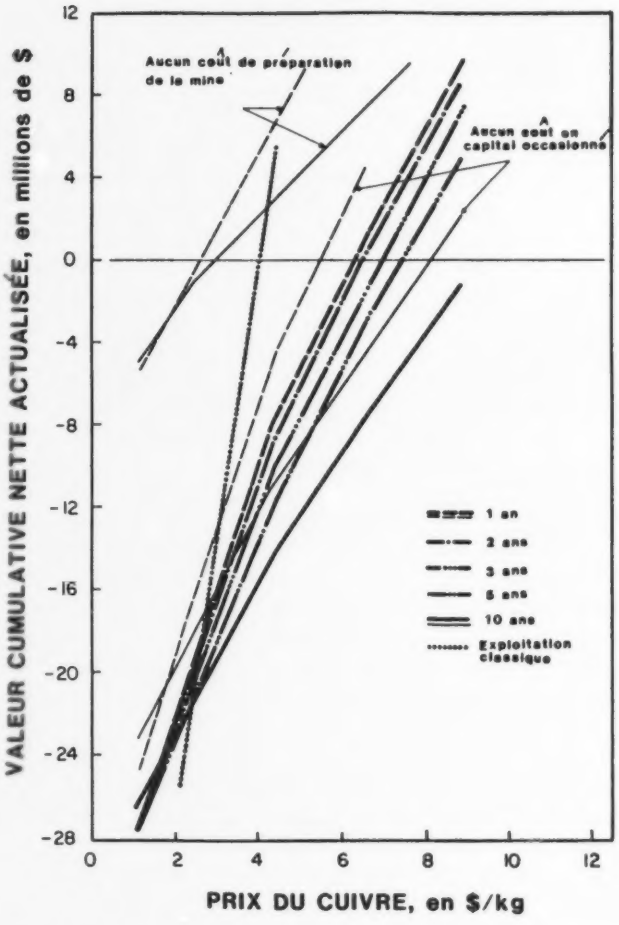

Fig. 10 - Analyse comparative de sensibilité: prix du cuivre

CONCLUSIONS

Cette étude a démontré que la méthode de lixiviation bactérienne in situ (IPBL) n'était pas rentable, si l'on voulait récupérer le cuivre dans une zone minéralisée contenant 3,8 M t de minerai de cuivre à 0,9 % à 1 000 m au-dessous de la surface, dans les limites d'une mine existante équipée d'un puits en exploitation et d'une usine de traitement. Le coût en capital nécessaire pour récupérer 1 000 t/an de Cu (en supposant un taux de récupération de 55 % sur dix ans) est estimé à 3,4 M $ et les coûts d'exploitation/kg de cuivre s'élèvent à 2,98 $ pour la préparation de la mine, à 0,28 $ pour l'application du procédé de lixiviation, et à 1,19 $ pour l'usine de récupération.

L'analyse de sensibilité a démontré que de plus grandes vitesses de lixiviation, un taux accru de récupération et une teneur plus élevée de minerai ont peu d'effet sur la rentabilité économique de la méthode de lixiviation bactérienne in situ (IPBL). La raison principale en est le coût élevé de préparation de la mine, qui est seulement marginalement plus bas (14,74 $/t) que les méthodes minières classiques (17,76 $/t) qui permettent de réaliser en trois mois des revenus sur 85 % du cuivre contenu dans le minerai, tandis que la méthode de lixiviation IPBL demande plusieurs années pour donner seulement un taux de récupération du cuivre de 55 %.

On a établi ces coûts dans un cas particulier à la mine Geco, mais il peuvent s'appliquer à la plupart des mines canadiennes.

La fracturation d'un corps minéralisé fortement consolidé, pour préparer celui-ci au traitement

de lixiviation sur place, exige qu'une partie du minerai soit enlevé (pour permettre l'expansion des filons durant l'abattage à l'explosif), puis traité et soumis à la lixiviation sur place (suivant qu'il existe ou non une usine de traitement).

À présent, on ne connaît aucune méthode d'exploitation minière qui permette de réduire le coût de préparation des gîtes sulfurés profonds et disséminés, au point de rendre la méthode de lixiviation bactérienne in situ (IPBL) économiquement rentable. De plus, on doit se rappeler que des méthodes moins coûteuses de fracturation de la roche en place pourraient aussi être bénéfiques à l'exploitation minière classique.

L'application de la lixiviation bactérienne in situ (IPBL) à des chantiers déjà exploités (toits et murs) pour récupérer le cuivre n'est pas non plus faisable, puisque dans la plupart des cas, ces chantiers contiennent des tonnages limités de cuivre, qui ne justifieraient pas une importante mise de fonds dans une nouvelle usine de récupération.

Les problèmes techniques associés à la lixiviation bactérienne in situ (IPBL) étaient les suivants:

- Il n'existe aucun réactif approuvé et peu coûteux qui dissolve simultanément le cuivre et les métaux précieux.

- La teneur en cuivre de la solution enrichie pompée jusqu'à la surface (1-4 g/L Cu) est inférieure à la teneur en cuivre du minerai remonté à la surface.

- La présence de grandes quantités de pyrite ou de pyrrhotine, ou des deux, peut donner lieu à des températures excessivement élevées, qui sont néfastes aux micro-organismes, et génèrent de grandes quantités de fer (que l'on doit précipiter) et d'acide (que l'on doit neutraliser).

La conclusion de cette étude est qu'à court terme, on ne doit envisager la méthode de lixiviation bactérienne in situ (IPBL) que pour les gisements:

- n'exigeant pas une exploitation classique durant la phase de préparation;

- disposant d'une installation hydrométallurgique de récupération sur place;

- contenant des mélanges d'oxydes et de sulfures;

- contenant relativement peu de fer.

À long terme, on doit associer la recherche sur la lixiviation bactérienne à l'élaboration de méthodes de fragmentation du minerai et de systèmes de récupération dans le sous-sol, qui soient moins coûteux.

On peut obtenir plus de détails sur cette phase de l'étude, dans le rapport de la Noranda intitulé "Milestone 4" (fiche Micromedia #MON 86-01474/4).

GLOSSAIRE

Remontage d'Alimak: (Voir remontage) Remontage creusé en employant une plate-forme rétractable mobile sur rails et fixée à la roche hôte.

Couronne: Toit ou partie supérieure d'une galerie souterraine.

Abattage par gradins: Méthode d'abattage à l'explosif, en succession.

Cloison: Barrière construite dans une ouverture souterraine, pour en interdire l'accès, ou empêcher l'écoulement de matériaux.

Morts-terrains: Distance entre deux rangées consécutives de trous de sondage.

Travers-banc: Galerie souterraine presque horizontale ou horizontale, recoupant un corps minéralisé, normalement employée pour accéder à la mine, et ultérieurement pour effectuer les travaux de forage et d'abattage à l'explosif.

Charge: Densité (poids/poids) de l'explosif employé pour fragmenter la roche.

Diabase: Roche hypabyssale de la composition d'un gabbro, mais caractérisée par une texture ophitique et constituée de prismes de labradorite dans une matrice d'augite; la magnétite est un minéral accessoire courant.

Saignée supérieure: Ouverture pratiquée au sommet d'un chantier, pour la mise en place d'un forage.

Remontage: Ouverture pratiquée dans le sous-sol d'un niveau à un niveau supérieur, par diverses méthodes.

Boulons d'ancrage: Grands boulons d'acier à ancrage autonome, insérés dans des trous déjà percés dans la roche, et installés à des fins de soutènement.

Indice de qualité de la roche: Longueur totale de toutes les portions de carotte plus grandes ou égales à deux fois le diamètre de carottage, divisée par la longueur totale de la carotte récupérée dans un trou de sondage au diamant. On exprime généralement l'indice de qualité de la roche en pourcentage.

Schiste: Roche finement feuilletée.

Séricite: Mica potassique blanc très semblable ou identique au mica muscovite.

Élargir: Augmenter les dimensions d'un passage souterrain par d'autres travaux de forage et de sautage.

Pli d'étirement: Terme employé pour définir les plis anticlinaux (concaves) et synclinaux (convexes) présents sur le flanc d'un plus grand pli.

Points de dépilage: Endroits où l'on peut charger le minerai, et ensuite, l'enlever du fond d'un chantier.

Galerie: Passage souterrain horizontal ou presque horizontal, généralement utilisé pour le roulage.

Dyke: Corps tabulaire discordant, composé de roches ignées, qui recoupe la structure des roches encaissantes adjacentes et généralement présente un fort angle de pendage.

Incompétent: Terme désignant des roches tendres ou fragmentées dans lesquelles on ne peut établir de passage permanent, tel qu'un trou de sonde ou un chantier souterrain, que par des moyens de soutènement, tels qu'un tubage de soutènement, l'introduction de ciment ou bien des boisages.

Lenticulaire: Désigne un filon qui a approximativement la forme d'une lentille convexe double.

Déblais: Minerai fragmenté ou roche stérile.

Déblayer: Enlever les déblais d'un chantier ou d'une galerie de préparation de la mine.

Entaille ou tranche: Section minéralisée, verticale ou inclinée, que l'on creuse dans un chantier pour faciliter les travaux ultérieurs de sautage, et provoquer l'expansion du filon.

Remontage dans une entaille ou tranche: Remontage creusé pour ouvrir une entaille, et permettre le creusement à l'explosif de cette entaille.

Espacement: Distance entre les bases de deux trous de forage.

Chantier d'extraction: Ouverture souterraine pratiquée en enlevant le minerai de la roche encaissante.

Sous-étage: Réseau d'ouvertures horizontales secondaires situées entre les étages principaux, et pratiquées en vue du forage et de l'abattage à l'explosif des chantiers.

Synclinal: Pli à l'intérieur des roches, dans lequel les strates sont incurvées de part et d'autre en direction de l'axe.

Synforme: Terme employé pour décrire un synclinal dont on ne connaît pas la succession stratigraphique.